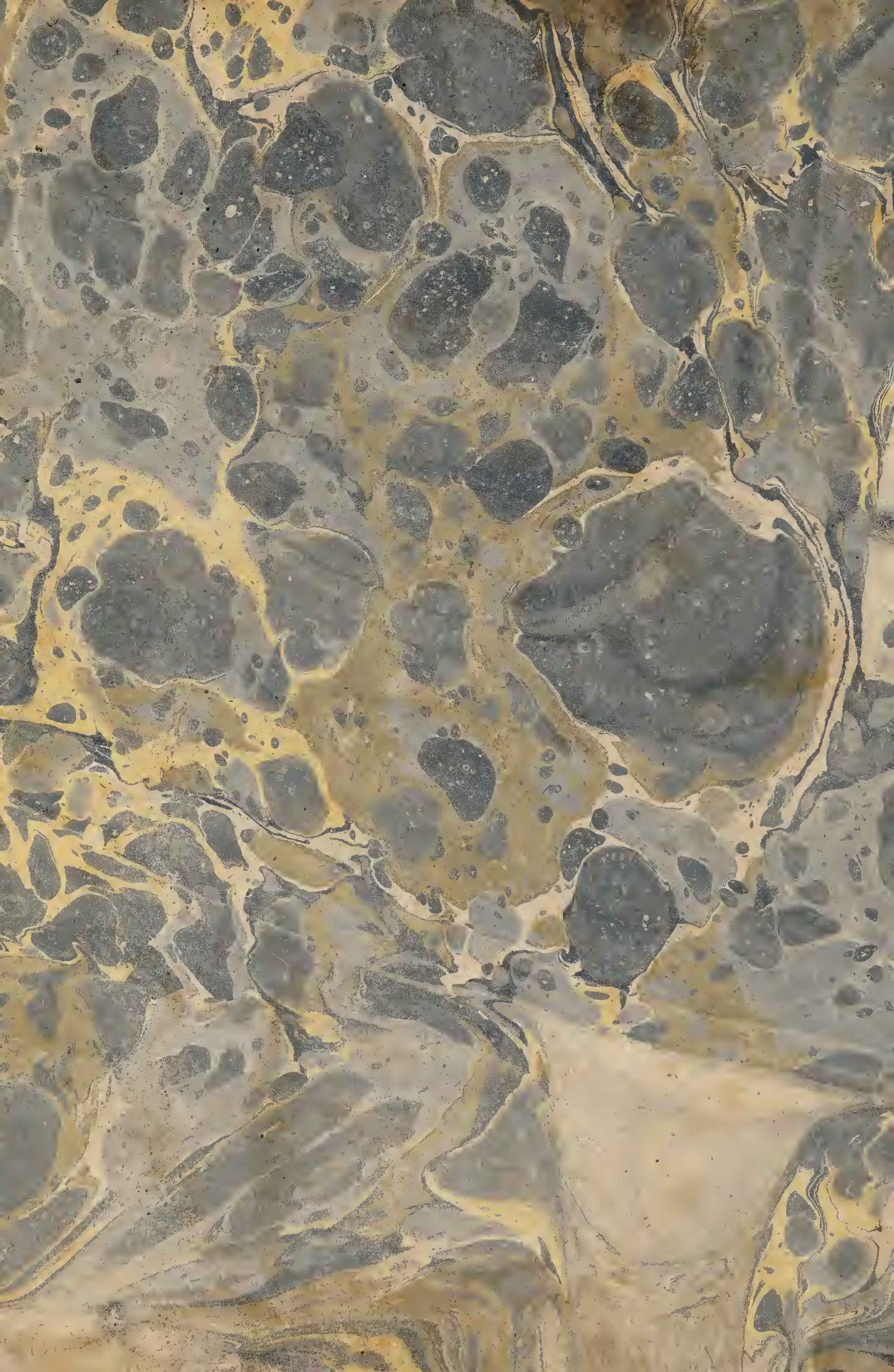
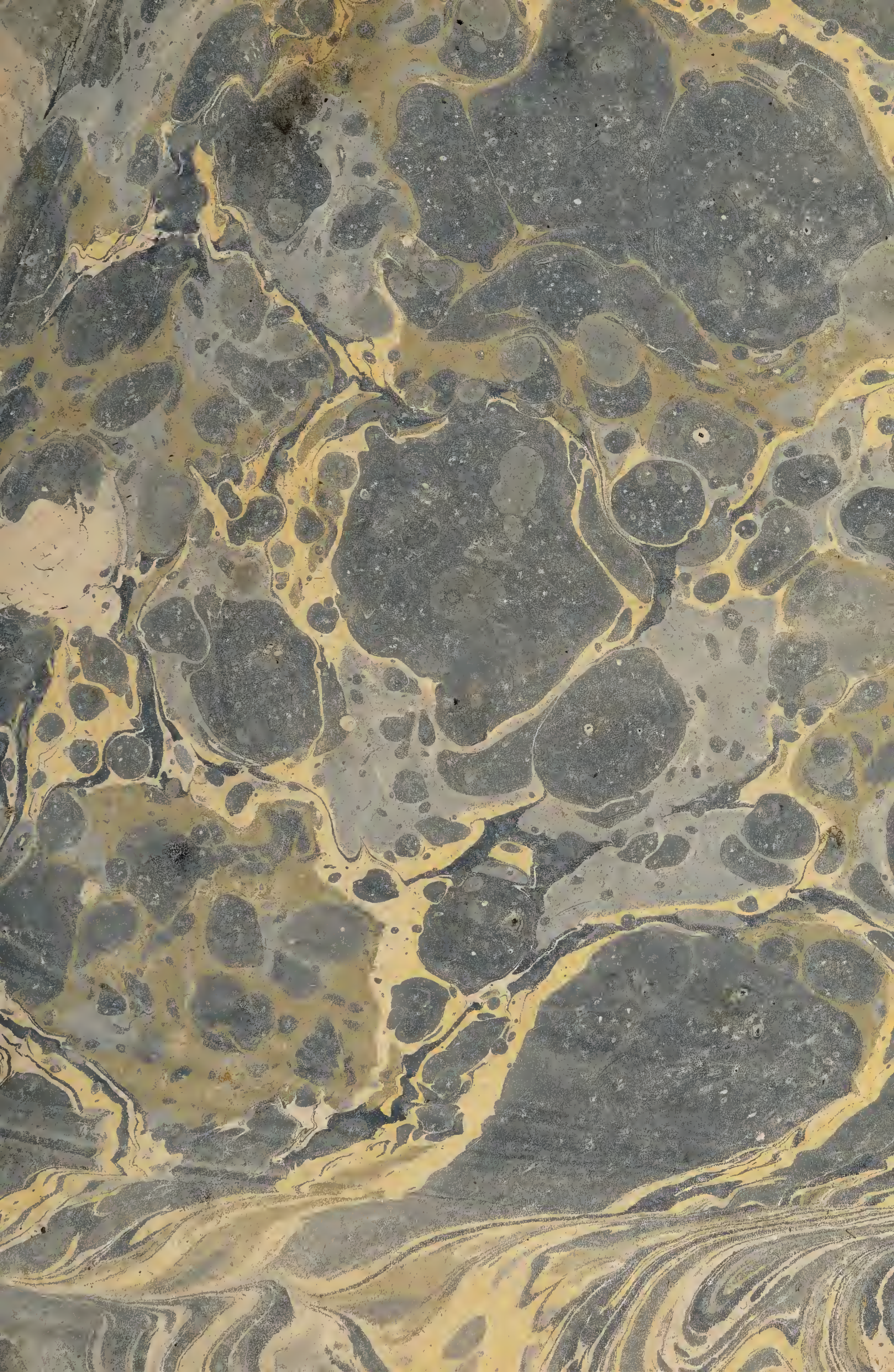






DUMAS.

TRATADO DE QUIMICA APLICADA A LAS ARTES,

escrita en francés

POR

M. DUMAS,

REPETIDOR DE LA ESCUELA POLITÉGNICA, PROFESOR DE QUÍMICA DEL ATENEO; CORRESPONSAL DE LA ACADEMIA DE TURIN, etc., etc.

y traducido al castellano

POR

DON LUCIANO MARTINEZ.

TOMO V.

MADRID,

SOCIEDAD TIPOGRÁFICA DE HORTELANO Y COMPAÑÍA,
Pasadizo de San Ginés, núm. 3.
1846.

TRATADO

DE

QUIMICA APLICADA Á LAS ARTES.

LIBRO SÉTIMO.

2394. Despues de haber dado á conocer las propiedades mas esenciales de los metales y de sus combinaciones, vamos á esponer los métodos de esplotacion que se hallan puestos en uso para el tratamiento de los minerales que suministran todos los metales que se emplean en las artes; este libro está, pues, consagrado á la metalúrgia propiamente dicha.

Daremos desde luego una idea general de los métodos, y de los aparatos que se emplean en los trabajos metalúrgicos. Ya hemos hecho conocer los procedimientos que se siguen para ensayar los minerales. Sentadas estas nociones

generales, describiremos sucesivamente los métodos de estraccion que convienen á cada metal en particular.

Todos los productos metálicos que se preperan en grande, nos ha parecido mas conveniente el colocarlos en este libro que en el precedente. Asi cuando hablemos del hierro, describiremos la fabricacion de la hoja de lata; tambien se hallará en este libro la fabricacion del bronce, del laton y en general de las aleaciones que se fabrican en grande. Esta marcha presenta la doble ventaja de reunir simultáneamente los procedimientos, muchas veces prácticos en los mismos ingenios y que se asemejan mucho entre sí por los métodos sobre que estan fundados.

2395. A fin de evitar las citas y facilitar, sin embargo, las investigaciones, hemos reunido aquí los titulos de las obras generales de metalúrgia que podrá consultar el lector en caso necesario.

De remetálica; por Agrícola.

Tratado *de la fundicion de minas*; por Gensanne.

Tratado *de fundicion de minas*,; por Schutter.

Viages *metalúrgicos*; por Jars.

De *la riqueza mineral*; por M. Héron de Villefosse.

Viage *metalúrgico por Inglaterra*; por los señores Dufrenoy y Elies de Beaumont.

Diario *de minas*; 38 vol. en 8, del año III de 1816.

Anales *de minas*; serie I, 13 vol. en 8, de 1817 á 1826.

Anales *de minas*; serie II, 8 vol. en 8, de 1827 á 1830.

Anales *de minas*; serie III, 3 vol. en 8, de 1832 á 1833. Se continúa la obra.

Es un verdadero modelo de redaccion este recuerdo,

publicado por el consejo de minas, y tan necesario al metalurgista, que se ha buscado el medio de facilitar su uso citándole con preferencia, aun cuando se trate de artículos tomados de otras obras por sus redactores.

CAPITULO PRIMERO

NOCIONES DE METALURGIA.

Tratado *sobre la preparacion de los minerales de plomo* que comprende los procedimientos que se emplean en Harz para este objeto, por M. Heron de Villefosse; *Diario de minas*, T. XVII, p. 81 y 165.

Esperimentos *sobre la fusibilidad de diversas mezclas de las sustancias minerales simples, que se emplean mas comunmente en metalurgia*, por M. Lampadius; *Diario de minas*, T. XVIII p. 171.

De los *fuelles cilíndricos ingleses, con algunos proyectos sobre las mejoras de estas máquinas*, por M. Baader; *Diario de minas*; T. XXV, p. 81 y 171.

Sobre *las medidas que se deben observar en la disposicion de los fogones de forja, y sobre los instrumentos que sirven á los obreros para la determinacion de estas medidas*, por M. Gallois; *Diario de minas*, T. XXIV, p. 105.

Noticia *sobre una máquina-hidráulica de dar aire*, por M. Baader; *Diario de minas*, T. XXIV, p. 151.

Sobre *los muchos medios imaginados para utilizar la llama pérdida de los hornos altos, de los fogones de forja, etc*; por M. Berthier; *Diario de minas*, T. XXXVII, p. 375.

Resultados *principales de la preparacion mecánica de la galena, en Pezay*; por M. Berthier; *Anales de minas, série* I, T. III, p. 517.

Noticia *sobre muchos fuelles de cuero, de viento continuo;* por M. Madeleine; *Anales de minas, série* I, T. IV, p. 271.

Descripcion *de un horno de tostion, para el mineral de hierro empleado en Creuzot y en Viena;* por los señores Lapèymé y Thirria; *An. de minas série* I, T. V, p. 333.

Noticia *sobre una nueva máquina soplante*; por M. Claron; *An. de minas, série* I. T. VII, p. 5.

Sobre *la preparacion y el tratamiento de los minerales en el Harz*; por los Señores Lamé y Clepeyron; *An. de minas, série* I. T. VII, p. 23.

Esperimentos *practicados sobre las trompas de las forjas de Vic-Dessos*; por los Señores Thibaud y Tardy; *Anales de minas, série* I, T. VIII, p. 595.

Preparacion *mecánica de los minerales de estaño de Altemberg;* por M. Manés; *An. de minas, série* I, T. VIII, p. 548 y 879.

Sobre *la preparacion mecánica y sobre el tratamiento metalúrgico del mineral de estaño en Sajonia*, por M. Manés; *An. de minas, série* I, T. IX, p. 281, 463 y 625.

Memoria *sobre la preparacion mecánica, y el tratamiento metalúrgico del mineral de plomo argentífero de Vialas y Villefort*, por M. Levallois; *An. de minas, série* I. T. IX, p. 717 y 757

Sobre *el empleo de la llama que sale por la boca de los hornos de manga, para la cocion de la piedra de cal, y de los ladrillos*; por M. Karsten; *An. de minas, série* I. T. II, p. 75.

Descripcion *de los procedimientos que siguen en Chessy, para la preparacion mecánica de los minerales;* por M. Thibaud; *An. de minas, série* 2. T. II, p. 73.

Esperimentos *practicados sobre la trompa del ventilador*

de las minas de Rancié, acompañados de algunas observaciones sobre las trompas en general; por M. de Aubuisson; *An. de minas, série* 2. T. IV; p. 211.

Observaciones *sobre las máquinas soplantes de piston de los ingenios de hierro, en el sub oeste de la Francia; An. de minas, série* 2. T. XI, p. 161; por M. de Aubuisson.

Preparacion *mecánica de los minerales de plomo, en* Bockstein; por M. Karsten; *An. de minas, série* 2. T. IV, p. 465.

Aparato *ventilador para separar los minerales de sus gangas*; por M. Grandbesancon; *An. de minas, série* 2. T. IV, p. 297.

Memoria *sobre la preparacion mecánica del mineral de plomo, de Huelgoët, y sobre los medios que se emplean para separar la blenda*; por M. Nailly; *An. de minas, série* 2. T. VII, p. 423.

Sobre *la situacion, esplotacion, y preparacion mecánica de los minerales en Inglaterra*; por los Señores Coste y Perdonnet; *An. de minas, série* 2. T. VII, p. 3.

Descripcion *de un procedimiento para la depuracion de las aguas manchadas por el lavado de los minerales*; por M. Parrot; *An. de minas, série* 2. T. VIII, p. 33.

Decripcion *de un horno de tostion de suelo girante; por* M. Brunton: *An. de minas série* 3, T II, pág. 93.

2396. La industria pone en uso cierto número de metales, á saber: el antimonio, la plata, el arsénico, el bismuto, el cobalto, el cobre, el estaño, el hierro, el mercurio, el niquel, el oro, el platino, el plomo y el zinc. Todos estos metales se estraen de minerales dados por la naturaleza; pero la composicion variable de estos minerales, las propiedades no menos variables de estos metales, y en fin el valor de los

metales mismos son otras tantas causas que hacen los procedimientos de esplotacion muy diferentes unos de otros.

Unas veces se encuentra el metal en la naturaleza libre de toda combinacion; y en este caso se le puede separar de las materias que le contienen por unos procedimientos puramente mecánicos; tal es el caso en que se encuentra el oro.

Otras veces el metal se encuentra combinado con materias mas ó menos fáciles de separar por reacciones químicas. En tal caso la esplotacion se divide casi siempre en dos partes. Por medio de procedimientos mecánicos se concentra el mineral todo lo posible, y algunas veces se separan enteramente de este modo las materias estrañas que le envuelven. El mineral asi purificado se trata en seguida por procedimientos químicos que tienen por objeto aislar el metal. Los agentes qnímicos de que se puede disponer para este efecto son tanto mas numerosos cuanto mayor es el valor del metal. Para los metales comunes se emplean con gran ventaja el aire, el carbon, la cal, la silice, la arcilla y el hierro; para los metales preciosos se pueden hacer intervenir á otros muchos agentes.

2597. La esplotacion de los minerales simples es susceptible las mas veces de efectuarse por procedimientos simples tambien. El tratamiento se ejecuta entonces por una sola operacion haciendo abstraccion de las manipulaciones preliminares que se refieren todas á esta operacion principal; pero cuando el mineral contiene á la vez muchos metales útiles se complica el tratamiento. Estos metales originan diversas combinaciones que es necesario tratar á su vez para aplicarlas nuevos métodos de esplotacion. El metalurgista busca entonces el modo de determinar los compuestos que trata para trasformar cada metal en una especie de mineral

artificial mas sencillo que el primero. Todo su arte consiste en crear por este medio combinaciones de una facil esplotacion.

Bien se concibe cuan dificil es en medio de circunstancias tan diversas el remontarse á consideraciones químicas generales sobre los métodos de esplotacion puestos en uso para los diferentes minerales. Pero ya no es lo mismo cuando se considera la parte mecánica de la metalurgia. En un gran número de esplotaciones se practican los mismos procedimientos, porque se tiene siempre por objeto el separar los minerales densos ó en gruesos fragmentos de las materias terrosas ó mas ligeras. Del mismo modo si se desea estudiar la disposicion de los hornos que se emplean en estos diversos ingenios es facil clasificarlos por la naturaleza de sus funciones que consisten generalmente en oxidar, reducir, fundir ó volatilizar la totalidad ó ciertos elementos del mineral.

2398. Las consideraciones generales sobre la metalurgia se pueden encerrar en las cuatro secciones siguientes.

1.° La preparacion mecánica de los minerales.

2.° La disposicion general de los hornos de tiro natural.

3.° La disposicion de las máquinas soplantes.

4.° La de los hornos de viento forzado.

Vamos á reasumir los preceptos que se refieren á cada una de ellas.

Preparacion mecánica de los minerales.

2399. Los procedimientos mecánicos puestos en uso para la purificacion de los minerales juegan un gran papel en algunas industrias metalúrgicas, y en otras por el contrario se consideran como muy secundarias.

En el tratamiento del estaño y en el del plomo, por ejemplo, se emplean procedimientos mecánicos muy perfeccionados. En el tratamiento del hierro se consideran estos procedimientos como poco importantes, porque el valor del mineral es muy bajo, y por otra parte no se trata de evitar las pequeñas pérdidas.

Los procedimientos mecánicos tienen siempre por objeto el dividir el mineral y aislarle de las materias terrosas con que está mezclado, y que se conocen generalmente con el nombre de *gangas*.

La division del mineral se obtiene quebrantándole con el martillo moliéndole y pulverizándole por medio de pesados pilones; por una molienda que se ejecuta entre dos cilindros canelados; por último pasándolo por un molino, operacion semejante á la que produce la harina ordinaria.

La separacion de las gangas se efectúa por unos procedimientos que varian con el estado de division del mineral. Despues de haberle quebrantado con el martillo, se separan á la mano los fragmentos estériles, los pobres y los ricos. Este apartado no se puede egecutar sobre el mineral molido, pero diluyéndole en agua y dejándole reposar las partes que contiene, las mas pesadas se depositan primero, pudiendo por este medio verificar la separacion de las mas ligeras que componen la ganga. Cuando el mineral está molido con mayor finura todavia, se hacen mas difíciles las lavaduras; pero tambien cuando están bien conducidos, es mas perfecto su resultado.

Tambien se puede separar la ganga por medio de una ventilacion conveniente. Basta para esto hacer caer el mineral en polvo, en una corriente de aire; el polvo arrastrado se divide en diferentes granos por el grueso ó la densidad, y es-

tos granos se depositan tanto mas lejos cuanto mas ligeros son y mas finos.

2400. Por la buena combinacion de todos estos procedimientos, se llega á sacar partido de todo el mineral que suministra la mina. Bien fácil es advertir que uno solo de estos procedimientos seria insuficiente, y que es necesaria la concurrencia de todos si se desea obtener una separacion perfecta y económica, que es el objeto de estas operaciones. Asi seria inútil y aun perjudicial el moler las porciones de mineral bastante puras, con objeto de una esplotacion útil. Se las trata pues, tal cual se obtienen por la separacion á la mano. Del mismo modo, seria poco á propósito someter á nuevo molido á las partes ricas aisladas por la molienda y las lavaduras. Esto solo puede tener lugar con respecto á las porciones de mineral bastante ricas todavia, para merecer la esplotacion y demasiado pobres sin embargo, para poderlas tratar directamente. Esta molienda y nuevos lavados separan la ganga, concentran el mineral, y le hacen á propósito para el trabajo metalúrgico.

Aqui se advierte que este trabajo mecánico subdivide el mineral en productos bastante variados; la dureza y densidad de cada uno de estos compuestos, determinan diversas clases de apartado. Puede por lo tanto ocurrir el tener que esplotar separadamente las partes escogidas á la mano, las que suministra la molienda, etc.

2401. El trabajo mecánico de los minerales, solo tiene una importancia relativa; en la mayor parte de los casos podria reemplazarse por el mismo tratamiento metalúrgico; asi se advierte que su aplicacion varía con el valor del combustible. Puede admitirse en general que el trabajo mecánico tiene sobre todo por objeto el economizar el combustible,

puesto que por su medio se limpian las sustancias estériles, que seria necesario calentar y aun fundir sin provecho; pero como la preparacion mecánica del mineral no se practica sin grandes dispendios, facil es concebir que el tratamiento mecánico será considerado como un objeto fundamental en todos los puntos en que se pague á mucho precio el combustible, y que perderá su importancia, en aquellos en que el combustible sea abundante. Sin embargo, es necesario advertir que en algunos minerales es forzoso practicar una division estremada, indispensable para las reacciones químicas que deben sufrir. En este caso se hallan los minerales de plata, que se agitan con el mercurio, en el procedimiento de la amalgamacion.

Vamos por ahora á dar á conocer de una manera general los aparatos que se emplean en la preparacion mecánica de los minerales, y en seguida manifestaremos en apoyo algunos ejemplos del encadenamiento de las operaciones.

2402. A medida que se verifica la esplotacion en lo interior de la mina se da principio al apartado del mineral. Se separan á un lado todos los fragmentos estériles con el fin de economizar gastos inútiles de trasportes; pero esta separacion es demasiado imperfecta para contentarse con ella. Asi que el mineral sale fuera de la mina; se apoderan de él las mugeres, los muchachos y los mineros ancianos, que le quebrantan y reducen á fragmentos del grueso de un puño, para entresacarlo de nuevo. Se le divide ordinariamente en tres porciones; la primera se compone de las partes bastante ricas para poderse tratar inmediatamente; la segunda contiene los fragmentos que es necesario purificar por una preparacion mecánica ulterior, y la tercera recibe todas las partes estériles; y aquellas que contienen un mineral demasiado

pobre para cubrir los gastos que exije su purificacion. Es conveniente en general, el amontonar estas porciones de mineral desechado en un sitio en donde se puede encontrar fácilmente: la mejora de los procedimientos puede muy bien tarde ó temprano permitir su tratamiento con ventaja; este es por lo tanto un recurso que es bueno economizar por si llega este caso.

Los despojos del quebrantado se ponen aparte, y se someten á una operacion mecánica particular que consiste en pasarlos por la criba.

2403. No puede espresarse de una manera general lo que debe entenderse por mineral rico, mineral estéril, y mineral mediano, sino comparándolo con los gastos y los productos de su esplotacion. Bajo este punto de vista, todas las partes que se traten con pérdida deben ponerse separadamente, y se deben conservar las que produzcan utilidad; pero es evidente que el contenido de metal será muy diversso entre los minerales de hierro, de plomo y de plata, por ejemplo, aun cuando todos tres pertenezcan á la clase de ricos ó de estériles.

Es muy raro el que las porciones de mineral por pobres que sean, no puedan beneficiarse con ventaja; la ganga que las acompaña forma con frecuencia un buen fundente para el trabajo posterior, y por medio de un sistema detenido de observacion se pueden hallar mezclas y dósis que permitan estraer las pequeñas porciones de mineral que contienen estos fragmentos. Este es uno de los estudios mas útiles que puede hacer el director de un establecimiento metalúrjico. Si se trata de metales preciosos particularmente, las materias que contienen deben emplearse en el tratamiento de unas por otras, hasta que las sustancias que se desechen se

encuentren casi enteramente apuradas del mineral útil.

2404. Todos los minerales se someten al apartado, pero es raro el que esta separacion sea suficiente. Los minerales de hierro de alubion exigen un lavado que desembaraza la superficie de los fragmentos del polvo adherente, y para que permita distinguir mejor por el color las partes ricas de los guijarros que se hallan mezclados con ellos. Muchas veces solo se coloca el mineral de esta especie en pilas de madera ó de piedra, y se hace llegar á ellas una corriente de agua. Por medio de palas ó de urgones se va removiendo el mineral á medida que llega el agua para que se separen todas las partes pulverulentas, y sean arrastradas por este líquido. Despues de esta operacion, puede someterse el mineral á un apartado mucho mas seguro. En cuanto á la parte fina arrastrada por el agua, su empleo depende de su composicion y de la que tiene la mina. Las partes mas densas y que son al mismo tiempo mas ricas en hierro, se pueden utilizar las mas veces: no asi las porciones mas ligeras: estas producen lodos muy dificiles algunas veces de separar.

Los franceses distinguen con el nombre de *Patuillet*, (lám. 71, pág. 1 y 2) una máquina muy sencilla, y puesta en uso en la mayor parte de los ingenios de hierro en Francia. Esta máquina sirve para lavar los minerales de alubion, y reemplaza al trabajo mas grosero que acabamos de describir. Consiste este aparato en una caja de madera ó de fundicion, cuyo fondo está encorbado. En ellá se deposita el mineral que se trata de lavar. Un arbol puesto en movimiento por medio de una rueda hidráulica, y armado de asas de hierro, sirve para agitar el mineral en medio del agua de que se halla llena la caja. Cuando se haya concluido el lavado se abre uno de los costados de la caja para evacuar el

agua turbia y el mineral; este cae en un depósito mas espacioso, mientras que el agua turbia corre y arrastra las partes cenagosas.

Esta máquina, tal como se construye ordinariamente, presenta dos defectos graves; el primero consiste en la situacion que ocupa el mineral que se coloca en el fondo, y se encuentra en contacto con el agua mas cenagosa; el segundo en el poco efecto de los brazos que solo ponen en movimiento á la vez una pequeña cantidad de mineral.

2405. M. Cauiard de Latour ha construido en Chessy una máquina para desenlodar, análoga á la que se emplea con tan buen éxito en las fábricas de azucar de remolachas. En este invento se hallan evitados todos los inconvenientes de la máquina anterior, y los felices resultados que se han esperimentado en Chessy, deberian ser un estímulo para generalizar la aplicacion de este aparato.

Su construccion es muy sencilla; consiste en un tonel formado de duelas que dejan entre sí un intervalo suficiente para dar salida á los lodos. Este tonel se coloca en el agua hasta el nivel del eje; el mineral se introduce en el tonel por medio de una tolva, y se pone el tonel en movimiento por una rueda hidráulica. Por este medio los pedazos de mineral frotan uno contra otro y se desembarazan mútuamente de los lodos y de las arenas, que son arrastradas por el agua y caen al fondo de la cuba.

Este aparato realiza, pues, las dos condiciones esenciales. El mineral se pone en movimiento en todas sus partes, desde que empieza el movimiento del tonel; y los lodos caen al fondo de la cuba, estando siempre el agua mas pura en contacto con el mineral. Por este medio se purgan de su

lodo 35 montones de mineral por dia, de 1200 kilógramas, (2616 libras) cada uno.

2406. Este desembarrado que no tiene muchas veces otro objeto que el de hacer la separacion del mineral mas facil, se ejecuta tambien por medio de *rejillas inglesas*, qué estan formadas de barras de hierro divididas por unos espacios de cinco á seis milímetros (2,585 á 3,102 líneas). Colocando el mineral sobre las rejillas, se le somete á la accion de una corriente de agua, mientras que un muchacho le remueve con una pala en sentido de la longitud de las barras de la rejilla. Cuando el agua ya no arrastra ninguna materia, se retira el mineral que ha quedado sobre la rejilla para someterle al apartado, cuya operacion se ejecuta tambien por los muchachos.

Este apartado suministra diversos productos, á saber:

1.° El mineral rico propio para la fundicion; ó bien porque la clase de mineral hace variar estas condiciones, aquel que puede ser inmediatamente quebrantado, escogido pasado á las tablas para lavarle.

2.° El mineral que se ha de moler, ó mineral pobre, mezclado con materias estériles y duras, que no se pueden separar sino despues de una pulverizacion que se ejecuta por medio de la molienda: el producto se somete en seguida al lavado.

3.° Los pedazos gruesos que, despues de un nuevo quebrantado y de nueva separacion, se dividen en mineral rico, mineral de molienda, y materias estériles.

4.° Las materias estériles, que se desechan, ó que se emplean algunas veces como fundentes.

Ademas de los productos que quedan sobre la regilla, se obtienen arenas brutas que pasan al través de la regilla,

arrastradas por la corriente de agua. Estas arenas se pasan sucesivamente por unas cribas mas y mas finas, y se dividen tambien en productos de diversos gruesos. Estos se someten sucesivamente á la molienda ó al lavado segun su naturaleza.

2407. Los minerales que lo exigen, son sometidos á una division mas ó menos perfecta, por medio del bocarte ó máquina que sirve para quebrantar los minerales antes de fundirlos, y que se halla representada en la (Lám. 41, fig. 1, 2, 3, 4 y en la lám. 17, fig. 3 y 4). Este aparato tan sencillo que basta una ojeada sobre las láminas que le presenta para comprenderle, consiste en muchas piezas de madera movibles, colocadas verticalmente entre dos correderas; estas piezas están guarnecidas en su estremo inferior de un pedazo de hierro y descansan sobre un cubo que tienen su fondo una piedra dura ó una placa gruesa de fundicion.

Un árbol horizontal guarnecido de topes ó dientes, levanta á estos mazos y los deja caer en seguida con toda la fuerza que les permite su peso, en el cubo que contiene al mineral.

Estos morteros, en los cuales se verifica la pulverizacion, están encerrados en una caja que retiene al polvo cuando se quebranta el mineral en seco, y sirve ademas para contener el agua, cuando se quiere lavar el mineral en el mismo mortero. En general, cuando el mineral está destinado á lavarse, se hace llegar el agua al mortero, á fin de arrastrar las partes finas, á medida que se producen, lo cual abrevia el trabajo.

Por medio de algunas disposiciones accesorias se pueden hacer variar los resultados de la molienda. Cuando se muele en seco, la tenuidad del polvo depende únicamente del tiem-

po durante el cual se continúa la accion del mazo. Cuándo se muele dirigiendo el agua al través del mortero puede modificarse de diversas maneras la tenuidad del polvo. Efectivamente, si el agua no puede salir del cubo sino cuando ha subido á cierta altura, se concibe bien que subiendo ó bajando este punto de desagüe se podrán producir polvos mas ó menos finos, segun convenga. La rapidez de la corriente de agua ejercerá tambien una influencia muy grande, y aumentándola ó disminuyéndola se obtendrán polvos mas ó menos groseros.

El agua al salir del mortero deposita los polvos que tiene en suspension, con mas ó menos facilidad. Los granos mas densos y mas gruesos se depositarán los primeros; los mas ligeros y finos se depositarán despues á mayor distancia. Cuando el agua sale del mortero pasa por una serie de canales, cuyo conjunto lleva el nombre de *laberinto*, y en ellos deposita las partes de que va cargada, mas ó menos pronto, segun el grueso ó finura de los granos.

Algunas veces se disponen debajo del bocarte unas cribas que detienen las partes mas voluminosas, y dan paso á las mas finas.

2408. Los efectos de esta molienda estan lejos de ser idénticos en toda la masa de mineral. Las mas veces las partes metálicas son mas friables y laminosas que la ganga, de suerte que, aunque sean mucho mas densas, no tienen tanta disposicion para precipitarse como se pudiera suponer. Estas partes se dividen mas que la ganga, flotan con mas facilidad, y muchas veces son por esto mismo arrastradas mas allá de los primeros depósitos. Se concibe que la naturaleza general del grano de los productos que salen del bocarte, puede tener una grande influencia sobre los resultados

ulteriores del tratamiento. En general se evita el obtener los polvos muy finos, que se conocen con el nombre de *Schlamm*; se busca por el contrario el medio de obtener las mas veces un polvo granudo, que toma el nombre de *arena* ó de *Schlich*.

Las arenas que resultan de la operacion de esta molienda son una mezcla de partículas metálicas y de partículas terrosas, que se someten á operaciones de lavado muy delicadas, largas y costosas. Los lavados tienen por objeto el separar el mineral de las partes terrosas, cuya separacion está fundada en la diferencia de densidad que ordinariamente presentan. Se hace correr el agua por las arenas con mas ó menos velocidad y abundancia; arrastra las partes mas ligeras y concentra al mineral en menor cantidad de ganga.

Esta operacion que ocasiona un gasto bastante notable, hace ademas esperimentar una pérdida mas ó menos grande de mineral. Es de suma importancia por lo tanto el calcular los límites á que debe detenerse esta operacion, y observar si es mas ventajoso el perder un poco de mineral, que el hacer sufrir á los polvos una lavadura subsecuente. Los elementos de estos cálculos varían con la naturaleza del mineral, y á decir verdad con la disposicion de cada establecimiento, de suerte que no puede haber regla fija con respecto á este punto.

2409. Antes de lavar al mineral que proviene de los despojos menudos de los trabajos, ó del polvo del quebrantado, se le somete á la accion de la criba, que tiene por objeto, lo mismo que el laberinto, el separar el mineral por el grueso de sus granos. Las materias se colocan en una criba ó tamiz, cuyo fondo está formado por una regilla. La criba se introduce rápidamente en un depósito lleno de agua; este

líquido entra por el fondo, suspende las partículas metálicas, las separa y las tiene por un momento en suspension; en seguida vuelven á caer siguiendo al poco mas ó menos el órden de su pesantez específica. Por este medio se separa el mineral de su ganga, y se forman en la criba una porcion de capas distintas, que se separan por medio de una espátula. La parte que es demasiado pobre para ser repasada segunda vez se desprecia. Esta operacion se llama *lavado á la cuba* ó cribado por depósito.

2410. Muchas veces es útil el separar á la vez las materias quebrantadas por gruesos granos y por densidades; las regillas *inglesas* y los *lavados* en *gradas* de Hungría, llenan este doble objeto. El mineral al salir del bocarte se coloca en el primer caso sobre unas rejillas de hierro, y se le somete á la accion de una corriente de agua, que hace pasar al través de los hierros de la regilla á los pedazos mas pequeños, y arrastra á las partes enteramente pulverulentas á unos depósitos donde se precipitan. Los lavados en grada se componen de una serie de regillas colocadas sucesivamente á diferentes niveles, de manera que llegando el agua á la superior en que se encuentra colocado el mineral, hace pasar una parte de este á la segunda, cuyos espacios están mas cerrados, y asi sucesivamente. De alli pasa el polvo á los laberintos y á los depósitos donde se precipitan las partes mas tenues.

2411. A medida que se efectúan estas manipulaciones sobre el mineral, se separan de él productos tan tenues que no se los puede cribar. Entonces es cuando se da principio al verdadero lavado.

El mas sencillo de todos los métodos de lavar es el que se emplea para el lavado de las arenas auríferas. Este se

opera á la mano en unas artesas de madera, que se remueven continuamente para agitar las arenas; el agua, puesta por este medio en movimiento, arrastra las partes terrosas, y las separa al mismo tiempo de las pajitas de oro que son específicamente mas pesadas.

Este método que se puede emplear ventajosamente en el lavado del oro, y en el ensayo en pequeño de todos los minerales densos, no se podrá ejecutar en grande para los minerales de poco valor, tales como los de plomo, de estaño, etc. En este caso so opera el lavado en cajas ó en tablas.

2412. Las que ofrecen las manipulaciones mas sencillas son las *cajas alemanas*. Estas cajas son rectangulares; tienen cerca de 3 metros (10,71 pies) de largo, 0,5 (1,785 pies) de ancho y 0 m, 5 de profundidad. Su inclinacion es de 0 m, 40 (1,428 pies).

A su parte superior que se llama *cabeza de la caja*, se halla una especie de banasta, en la cual se pone el mineral que se ha de lavar; por debajo de este departamento llega una corriente de agua que corre en forma de cascada sobre lo alto del aparato y que se escapa en seguida por unos agujeros que hay practicados en el borde del pié de la caja y colocados á diferentes alturas. A medida que se eleva el mineral en la caja, se tapan los orificios inferiores con un liston de madera para que el agua se escape por los agujeros superiores. Despues de haber llenado la cabeza de la caja con las arenas que se han de lavar, el obrero hace caer una porcion en la caja moviendo con un urgon, y hace llegar á ellas el agua. A medida que esta arrastra al mineral, se tiene cuidado de remover contínuamente la arena hácia la cabeza de la caja á fin de que tanto la arena estéril como las partes finas sean arrebatadas. Este movimiento tiene la ventaja, ademas

de multiplicar los puntos de contacto entre el líquido y el mineral. Cuando el operario juzga que la porcion de arena que se ha puesto en la caja está suficientemente lavada, añade una nueva cantidad; de esta manera continúa hasta que la caja contenga las tres cuartas partes de su cabida cuando menos. Toda esta arena dista mucho de estar lavada con igualdad; ordinariamente se la divide en tres partes: la que está cerca de la cabeza es la mas pura, y muchas veces lo está lo suficiente para poderla fundir inmediatamente. La que ocupa la parte de el medio debe semeterse á segunda operacion, y á la que ocupa la parte inferior de la caja se la considera como al mineral que sale del bocarte. Ademas de estas tres divisiones de mineral se forma una cuarta, producida por la arena fina que depositan las aguas en los receptáculos ó laberintos que atraviesan al salir de las cajas.

Las cajas alemanas solo se emplean para lavar las arenas un poco gruesas. La grande inclinacion que se les dá y la fuerza de la corriente de agua, ocasionarian una pérdida considerable si se sometieran á su accion las arenas finas; en este caso se sustituyen los aparatos ó tablas que vamos á describir.

2413. Hay muchas clases de tablas que se emplean bien sucesivamente para el mismo mineral, bien separadamente para las diversas arenas; el primer género comprende las tablas inmóviles, llamadas *durmientes*, y el segundo las tablas movibles llamadas *tablas de percusion*.

Las tablas durmientes, llamadas tambien *tablas gemelas* porque están unidas dos á dos, se usan para lavar las arenas finas y los lodos que se depositan en los laberintos. Estas son unas tablas de reborde, cuya longitud es de 4 á 5 metros de (14,28 á 17,85 pies) y su ancho de 0^{m}, 15 á 0 , 18 de

(4,535 á 6,406 pies) é inclinadas al poco mas ó menos de 12 á 15 centímetros de (62,04 á 77,55 líneas). A su parte superior se adapta una plancha triangular rebordada. En cada costado del ángulo superior se colocan dos pequeños prismas de madera, y en su base se fija una planchita de menor altura que los rebordes; á este espacio se le da el nombre de *corte*. La caja que contiene los minerales que se han de lavar, se coloca oblícuamente encima de la corte. La canal que conduce el agua sobre el mineral pasa por encima de la caja, diluye las materias que se han de lavar, las arrastra, y las reparte sobre la corriente en la que el agua dividida por los prismas triangulares forma una cascada, que estendiéndose sobre la tabla, arrastra las partes mas ligeras. Para que esta separacion se verifique con la mayor exactitud posible, remueve el obrero el mineral con una paleta de hierro, hacia la cabeza de la tabla. El agua cargada de partes terrosas, se introduce en unas cajas y en los canales que se colocan debajo de la tabla. Al lodo de los primeros canales se le somete á nueva lavadura, á fin de estraer las partículas metálicas que puede contener todavia. El polvo ó harina mineral, lavada por este medio, lleva mas particularmente el nombre de schlich.

Se habia imaginado que cubriendo estas tablas con una tela de lienzo ó de lana, sobre todo para lavar los minerales de oro, retendrían los hilos mucho mejor á las partículas mas finas de este metal; pero la esperiencia ha demostrado, que lejos de obtener un resultado ventajoso, queda por el contrario mas impuro el schlich.

2414. En ciertas minas se emplean unas tablas llamadas *de escoba*; se diferencian de las precedentes, en que el mineral arrastrado por el agua, llega por una canal colocada hácia la parte superior, y á fin de que no se deposite, se

agita continuamente el agua con un molinete; esta desciende con el mineral sobre el espacio triangular, y se distribuye desde allí por toda la tabla; al mismo tiempo, el agua pura conducida por una canal inferior llega á la tabla, por debajo del espacio triangular y diluye al mineral. Hácia el pie de la tabla, hay una hendidura que se cierra cuando conviene, y que comunica con un primer recipiente colocado debajo; al estremo hay un segundo recipiente, y á continuacion está el canal de los lodos. Cuando el agua ha arrastrado á este canal el polvo terroso mezclado con el mineral, el schlich lavado queda estendido sobre la tabla en toda su longitud. Entonces se empieza á barrer el que cubre la parte mas inferior de la tabla, y se le hace caer al segundo recipiente. En seguida se barre el que está en la parte superior, y se le hace caer por la hendidura que se tiene abierta para este efecto al primer recipiente. Los schlich del segundo recipiente y los lodos del canal se lavan de nuevo.

2415. Las *tablas movibles ó de percusion*, llamadas tambien de *sacudimiento*, difieren poco de las tablas fijas, en cuanto á la esencia de las tablas. Su longitud es de cerca de 4 metros (14,28 pies), su ancho de 15 decímetros (64,65 pulgadas), y sus rebordes que van disminuyendo hácia la parte de abajo, tienen cerca de dos decimetros, (8,62 pulgadas), en la parte superior; pero esta tabla está suspendida por sus cuatro ángulos por medio de cadenas dispuestas de tal suerte, que en el momento del reposo, es decir, cuando la cabeza de la tabla está apoyada contra la armadura que está detras de ella, la inclinacion que tiene en toda su longitud tiende á llevarla hácia esta armadura.

La corte ó planta triangular inclinada y rebordada, no difiere en nada de la de las tablas fijas. Encima de esta plan-

ta, está la caja que contiene al mineral. Su fondo está oblícuo; una canal que pasa por encima de esta caja, conduce á ella el agua; el mineral diluido es arrastrado sobre la tabla y se distribuye en forma de cascadas delgadas y uniformes, como sobre las tablas fijas. Pero durante su descenso, recibe la tabla en su cabecera un impulso bastante suave, por medio de una palanca, de la cual uno de los brazos esperimenta el choque de los dientes que guarnecen el árbol de una rueda hidráulica. Este impulso hace caminar la tabla hácia delante y luego que ha cesado, vuelve esta á su primera posicion, y al tocar contra una de las piezas de la armadura, esperimentan un choque violento.

Por estos repentinos movimientos, las partes metálicas que son las mas pesadas, se dirigen hácia la cabecera de la tabla; y las partes terrosas mezcladas que reciben una impulsion mas suave en razon de su menor densidad continuan su marcha y son arrastradas por el agua.

Segun la clase de mineral que se debe lavar, asi se modifican las diversas circunstancias que influyen en el lavado. Asi, que la inclinacion de la tabla varia de 2 á 13 centímetros de (10,34 á 67,21 líneas). El agua se distribuye ya por medio de cañitos, ya por un solo tubo, de suerte que corran hasta dos pies cúbicos de agua por minuto. El número de sacudimientos que recibe la tabla varia de 13 á 36 por minuto. La separacion que esperimenta de su posicion primitiva es unas veces de 2 centímetros, (10, 34 líneas) y otras de 20 (103,4 líneas). La arena gruesa exige en general menos agua y menos inclinacion en las tablas que la arena fina y viscosa.

Cuando el schlich está completamente lavado, y el agua que corre no contiene ya mineral, se la deja escapar por

una canal que está á la estremidad de la tabla ; pero cuando hay sospecha de que contiene todavia algunas partes metálicas, se cubre este canal con una plancha que forma una prolongacion de la tabla y el agua pasa á una última caja en donde deposita todo lo que mantiene en suspension; este depósito se somete á nueva lavadura.

2416. El agua que ha servido para lavar el mineral presenta caracteres que ocasionan procedimientos largos y ruinosos, y que en todos los casos merecen la atencion. Estas aguas pueden contener en disolucion algunas sustancias perjudiciales; pero este caso es raro , porque las sustancias metálicas perjudiciales son las más veces de un precio bastante subido para no dejarlas perder de ninguna manera. El caso mas comun es aquel en que vertiendo las aguas despues de lavado contienen únicamente simples polvos en suspension. Estas aguas turbias se aclaran luego que han salido del establecimiento y producen lodos. Asi toda la cuestion en la mayor parte de los casos se reduce á saber si estas aguas turbias ó estos lodos serán perjudiciales ; y si dado caso que lo sean podrán evitarse ó no los inconvenientes.

Estos inconvenientes á veces ligeros y á veces reales y graves, deben estudiarse cuidadosamente por los esplotadores. Los habitantes vecinos de estos establecimientos , exageran los efectos de las aguas turbias sobre los ganados, sobre el blanqueo del lienzo , y en general sobre todos los usos económicos del agua. Muchas veces se han quejado de los lodos que conducidos por las aguas gordas , se esparcen por los campos y llevan á ellos la esterilidad. Las investigaciones de M. Parrot que tienen por objeto utilizar para el consumo las aguas de lavar los minerales despues de clarificadas , merecen toda nuestra atencion.

2417. M. Parrot observa desde luego que, en los desenlodos y lavados, lejos de ser constantes las cantidades de agua deberian variar. Resultaria una gran economía de este líquido ; porque si el agua que se necesita para desenlodar al mineral de hierro, por ejemplo, basta siendo igual á siete veces el volúmen del mineral bruto, se concibe que para llegar á este mínimo es necesario que á medida que avanza el lavado se reduzca la proporcion de agua ; porque esta proporcion no es relativa á la cantidad del mineral sino á la de la materia que debe arrastrar. M. Parrot se ha asegurado por esperiencia, que este límite de siete volúmenes de agua para uno de mineral bruto, es el que conviene á los minerales de hierro ordinarios, que es la clase de minerales que mas interesa á los ingenios franceses, en los que rara vez ocurre lavar productos de otra naturaleza. Refiriendo el volúmen de agua al de las materias arrastradas por este líquido, se tendrá la relacion de 14 : 1, para el caso mas favorable, lo cual es mas que suficiente para un lavado exacto.

M. Parrot asegura, que lejos de contenerse en este límite los ingenios franceses, aun los mas escasos de agua, consumen unas cantidades de este líquido que varian entre cuarenta y cien veces el volúmen del mineral bruto, y por consecuencia asciende con frecuencia á doscientas veces el volúmen de las materias arrastradas.

Seria, pues, necesario que la cantidad de agua suministrada por la primera canal fuera decreciente, partiendo desde el principio del lavado, lo que seria facil de realizar.

2418. Satisfecha esta primera condicion, el volúmen de agua que se ha de clarificar es mucho menor, y admite el empleo de unos métodos que no serian fáciles de verificar en el caso de lavar con grandes cantidades de agua. M. Par-

rót indica el uso de diques filtrantes, como el mejor medio para clarificar las aguas: advirtiendo que estos diques deben estar precedidos de estanques de reposo adonde el agua se despoje de la mayor parte de las materias que tiene en suspension. El dique filtrante está formado de una arena cuya finura está en un término medio, interpuesta entre dos capas de arena gruesa. Estas capas estan sostenidas por unos zarzos espesos.

El procedimiento de M. Parrot es muy sencillo, y ocasiona pocos gastos al establecimiento. Este observador evalua en tres metros cúbicos (138,6795 pies cúbicos) de materia bruta por hora, del mineral de hierro, que, por ejemplo, se trata de lavar; y entonces estima como máximun la cantidad media de agua, en 10 litros (19,828 cuartillos) por segundo.

La capa de arena filtrante, es decir, la capa del medio debe estar formada de una arena pasada por una regilla ó tamiz, cuyos agujeros tengan tres milímetros (1,551 líneas) por costado. El grueso de esta capa es de 30 á 40 centímetros de (155,1 á 206,8 líneas). Con tales condiciones da paso á 2 litros (3,9656 cuartillos) de agua por segundo, y por metro cuadrado (12,889 pies cuadrados), cuando se le puede dar una caida de un metro (3,57 pies) al dique filtrante. Bien se podria limitar á la mitad esta caida; pero entonces el filtro no distribuiria en cada segundo sino un litro ó litro y medio de (1,9828 á 2,9742 cuartillos) de agua sobre cada metro cuadrado.

Por lo demas, las disposiciones variarán con las circunstancias locales, como es facil concebir.

2419. Los inconvenientes del lavado se evitarian, y los aparatos de M. Parrot serian inútiles, si se adoptara el mé-

todo propuesto por M. Grand Besançon, que consiste en someter el mineral pulverizado á la accion de una corriente de aire. Este sencillo aparato consistiria en una tolva que vertiera el mineral pulverizado en una corriente de aire escitada por un ventilador. El aire no debe llegar al mineral sino despues de haber atravesado por una cámara que haga funciones de regulador, á fin de que pueda escapar en una corriente contínua sin intermitencia. El mineral arrastrado por la corriente de aire, se depositará segun el grueso de sus granos, ó por sus grados de densidad en una série de cajas que estarán provistas de cajones, para facilitar la estraccion; por último, el aire se escapará por una chimenea.

Por medio de este aparato pueden pasar tres hombres en diez horas un metro cúbico de mineral pulverizado: es constante que un solo hombre haria el mismo trabajo si el ventilador estuviera puesto en movimiento por una máquina.

Desgraciadamente la descripcion de este aparato no está acompañada de unos resultados comparativos y numéricos, que pueden fijar por sí solos el mérito de este procedimiento. No hay un convencimiento por las consideraciones generales, sobre que reposa el aparato, de que su empleo pueda operar una separacion completa de las gangas, como el método del lavado cuyos resultados ha hecho tan seguros una larga esperiencia.

Para completar las indicaciones precedentes, vamos á presentar aqui dos ejemplos de lavado, tomados sobre los minerales y en diferentes paises. El primero se refiere al mineral de estaño en Sajonia: el segundo á los minerales de plomo en Inglaterra. Estos detalles estan tomados de las memorias de M. Manés, relativas al lavado del estaño, y de

las de los señores Dufrénoy y Elie de Beaumont, sobre el lavado de plomo.

Preparacion mecánica de los minerales de estaño de Altemberg.

2420. Antes de moler los minerales se les quebranta en pedazos del grueso de un puño; los pedazos que resisten á la accion de la maza, se tuestan al aire libre en una era cuadrangular. La base de la tostion es un lecho de leña rajada, formado ordinariamente de tres capas de troncos dispuestos en cruz unos sobre otros. El mineral que se ha de tostar se amontona sobre la leña hasta la altura de 2 pies y medio á 3, colocando los pedazos mas gruesos á la parte inferior. Tres de los bordes del lecho de leña se cubren con 3 planchas, y el monton entero con una capa delgada de fragmentos del quebrantado precedente para concentrar el calor: esta tostion dura cerca de veinte y cuatro horas.

Tostado el mineral de esta suerte, se conduce al taller donde se verifica la molienda, que contiene un espacio para los morteros, y un local para las canales y para los schlichs que se separan despues.

El espacio de los morteros está dividido en dos, por un piso colocado á la altura de unos siete pies del pavimento. Contiene por lo regular cinco baterías que se ponen en movimiento, por medio de ruedas hidráulicas, cuyo árbol está previsto en la parte de la circunferencia correspondiente á cada mazo, de tres dientes que hacen el oficio de palancas.

Cada batería se compone de dos morteros que tienen tres mazos cada uno (Lám. 41, fig, 2,3, y 4.) Los morteros están formados de piezas de madera de 18 pulgadas de escuadia, y se les da comunmente un pie de ancho, dos de profundi-

dad y 36 de longitud; el fondo presenta una ligera inclinacion hácia el lado que se destina para la salida del agua. Los mazos de madera están guarnecidos en su parte inferior de piezas de hierro cuyo peso varía.

El hierro del mazo mas distante de la compuerta, que recibe directamente al mineral se llama quebrantador y pesa 45 kilógramas (98,10 libras) el del medio, 40 kilóg. (87,20 libras); y el tercero 35 kilóg. (76,30 libras).

Los minerales que se han de moler se introducen en el mortero por una caja (D., fig 4), que se tiene cuidado de mantener siempre llena, y recibe un movimiento del mazo quebrantador; por medio de este choque ruedan los minerales al mortero por una canal; una corriente de agua que se hace llegar facilita por otra parte su arrastre.

La naturaleza de los minerales de estaño exige que se muelan en grano muy fino. Por consecuencia los mas fáciles de moler son los arcillosos y ferruginosos, y los mas difíciles los cuarzosos. En una buena marcha deben dar los mazos 48 golpes por minuto.

2421. El agua cargada de schlich que sale del mortero, corre por una canal de madera, y de allí á los dos canales EE. Desde luego cae por una abertura de cuatro pulgadas en cuadro sobre un plano situado delante y encima de los canales; alli se divide en forma de láminas y pasa en seguida á los canales en donde deposita sus schlich.

Estos canales sirven alternativamente; cuando el uno está lleno se hace llegar el agua al otro, mientras se evacua el primero. Los schlich se dividen en tres montones; los siete pies de la cabeza del canal contienen al grano mas grueso, llamado *grano grosero*; los diez pies siguientes, contienen al grano medio; y los siete pies últimos contienen al schlich mas fino.

El agua sale de los canales cargada de las partes mas finas, y caen á unos cenagales FF, en los cuales depositan todos lo que tienen en suspension. Estos cenagales comunican entre sí por unas aberturas practicadas en su parte superior; tardan ocho dias en llenarse y producen unos schlich, que se llaman *bajos del cenagal.*

Debe cuidarse de que el agua al salir de los últimos cenagales, no arrastre ninguna parte metálica: si se la advierte un color gris, se la hace pasar una ó muchas veces á otros cenagales.

2422. En los canales del molino, se obtienen, pues, cuatro clases de granos diferentes, á saber: 1.° el schlich grosero; 2.° el medio; 3.° el mas fino; 4.° el de los cenagales. Vamos á esponer ahora los procedimientos por cuyo medio se lava cada uno de estos productos.

1.° *El schlich grosero* se lava sobre la primera tabla de percusion, cuya inclinacion es de cinco á seis pulgadas, la tostion de cuatro pulgadas y media, el choque de cinco pulgadas y media, y la velocidad del árbol de diez á doce vueltas por minuto. Se hacen cuatro tabladas al dia, y á cada una se hacen las divisiones siguientes.

La mitad inferior se hace pasar al canal y de allí al rio.

La cuarta siguiente ó *medio*, se vuelve á cargar en la caja para pasarla de nuevo.

La cuarta de la cabeza ó schlich grosero, se reserva en una caja que está al costado de la tabla.

Cuando se ha reunido el schlich grosero de diez y seis tabladas, para lo cual se necesitan cuatro dias, se le pasa sobre la tabla segunda vez, manteniendo esta en las mismas circunstancias. Los productos se dividen del modo siguiente:

Los tres octavos del pie de la tabla se desprecian.

El octavo siguiente se recarga.

El cuarto que sigue se pone separadamente.

El cuarto de la cabeza, llamado *schlich noble*, se releva por tercera y última vez sobre la tabla de percusion; el agua no pasa al rio, y sí á una caja que está debajo de la tabla, y en ella deposita un schlich, que debe sufrir nuevo lavado sobre la tabla de percusion.

En el lavado del schlich noble, se hace la division siguiente:

La mitad inferior de la tabla es recargada.

El tercio siguiente se reserva.

La sesta parte de la cabeza ó *schlich bueno* se conduce á la caja alemana.

Estas dos últimas partes se tratan sucesivamente y de la misma manera, segun el método indicado enla tabla siguiente:

El bueno pasado á la caja alemana produce.............

- 1.º Schlich grosero que da en las tablas durmientes.
  - 1.º Schlich bueno..
  - 2.º Resíduo que pasando á las cajas alemanas da......................
    - 1.º Schlich grosero que barrido da
      - 1.º Schlich bueno:
      - 2.º Resíduo.
    - 2.º Schlich fino que barrido da......
      - 1.º Schlich bueno:
      - 2.º Resíduo.
- 2.º Schlich fino que barrido da (1)..
  - 1.º Schlich bueno..
  - 2.º Resíduo que pasando á las tablas de percusion y barrido da.
    - 1.º Schlich bueno......................
    - 2.º Resíduo, que pasado al molino y barrido da..
      - 1.º Schlich bueno:
      - 2.º Resíduo.

(1) Por la palabra ***barrer*** se entiende un método particular de lavar, que se ejecuta en la caja alemana. En vez de abandonar el schlich á sí mismo, se le somete á la accion de una escoba, que sirve al mismo tiempo para remover el mineral, y poner en suspension las partes ligeras, y para conducir al depósito metálico hácia la cabeza de la tabla á fin de empezar el lavado. Este barrido se ejecuta por movimientos y tiempos determinados, pero inútiles de describir.

Ya se advierte que en estas diferentes operaciones se obtiene un *schlich bueno*, desembarazado de sus gangas, pero mezclado todavia con minerales metálicos, ademas del óxido de estaño. Preparado de esta manera está á propósito para la tostion y se divide en dos clases de grano, el grosero y el fino. El resíduo es tambien un schlich, que se debe moler de

nuevo, y que deja por el lavado otro resíduo, que se le debe moler á su vez.

2.° *Schlich medio.* Este se lava sobre la misma tabla de percusion, cuya tension queda la misma, pero con dos pulgadas menos de inclinacion, una pulgada menos de choque, una velocidad de ocho á diez vueltas por minuto, y menos cantidad de agua. Se hacen solamente tres tabladas por dia, siguiendo en lo demas el mismo método de lavado que para el schlich grosero, y produce tambien buenos schlichs, y otros que se muelen y mezclan con los primeros.

3.° *Schlich fino de los canales* Este se lava en la segunda tabla de percusion, á la cual se da una tension de cuatro pulgadas, una inclinacion y un choque de tres pulgadas cada uno, y una velocidad de siete á ocho vueltas por minuto. Se hacen dos tabladas por dia, y en cada una se obtienen las divisiones siguientes:

La sesta parte hácia la cabeza de la tabla, se reserva bajo el nombre de *noble.*

El tercio siguiente ó medio se recarga.

La mitad inferior se arroja al rio.

El schlich noble obtenido se repasa segunda vez, y da:

Una sesta parte de *bueno.*

Un tercio que se recarga.

Y una mitad inferior que se desecha.

4.° *Schlich fino de los cenagales.* Este se lava sobre la segunda tabla, cuya tension es la misma, la inclinacion y el choque de dos pulgadas, y la velocidad de seis á siete vueltas por minuto.

Se hace una tabla solamente al dia, y se obtiene:

Una sesta parte de la cabeza, de sedimento noble, que se pone de reserva.

Un tercio del medio que se recarga.

La mitad inferior que se desecha.

El sedimento noble que se obtiene en cantidad bastante grande se repasa sobre la tabla y se divide por una nueva série de operaciones, en producto bueno y en resíduo que se desecha.

Aqui se advierte que por el nuevo lavado, los bajos de los canales y cenagales producen, como los schlich groseros y finos, schlich bueno y schlich para moler; pero hay la diferencia que los segundos solo pasan dos veces sobre la tabla, y los bajos de los cenagales no pasan á la caja alemana; esto consiste en la gran tenuidad de sus partes.

2423. El buen schlich de grano grueso ó fino que se obtiene por estos diversos lavados, se somete á la tostion.

Los resíduos que se han de moler se ponen de reserva en una caja que hay en el taller donde se efectua la molienda para volverlos á tratar al fin del año.

Los buenos schlichs obtenidos por este medio tienen un aspecto negruzco; el óxido de estaño se mezcla con una gran cantidad de sustancias metálicas contenidas en los minerales, tales como el hierro sulfurado, el hierro arsenical, el wolfram y el hierro oxidulado. Estas sustancias, cuyo peso específico es al poco mas ó menos igual al óxido de estaño, no se pueden separar por el lavado; se tuesta por el schlich en unos hornos de reverbero de bóveda muy rebajada, con cámara ó sin cámara de condensacion, segun que el schlich contiene ó no arsénico. Por medio de esta operacion se separan al arsénico y el azufre; el hierro oxidulado que pasa al estado de tritóxido, adquiere una pesantez específica menor que la del estaño oxidado que no esperimenta ninguna alteracion; tampoco la esperimenta el wolfran.

Entonces se separa por medio de nueva lavadura el óxido de hierro del schlich tostado, y se obtiene un schlich mas rico que debe contener la cuarta parte de su peso de estaño.

Los schlichs se pasan desde luego á la caja alemana que los separa en cualidades de granos diferentes; estos productos se purifican dos veces consecutivos sobre las tablas durmientes. En la primera vez se ponen los resíduos en reserva; y en la segunda que se hace ordinariamente por el maestro de lavar, se separan los resíduos de nuevo en la caja alemana para volver otra vez á las tablas durmientes, como lo indica la siguiente tabla.

El schlich tostado y pasado por la caja alemana, dá	1.º Schlich grueso que purificado, dá	1.º noble que purificado dá	1.º Schlich bueno grosero.
			2.º Resíduo A.
		2.º Resíduo de reserva	
	2.º Schlich fino que purificado, dá (1)	1.º Noble, que purificado dá	1.º Schlich bueno fino.
			2.º Resíduo de reserva.
		2.º Resíduo de reserva	

El resíduo pasado por la caja alemana dá	1.º Schlich grueso que purificado dá	1.º Schlich bueno, muy fino, pobre.
		2.º Resíduo de reserva.
	2.º Schlich fino que purificado dá	1.º Schlich bueno, muy fino, pobre.
		2.º Resíduo de reserva.

Se obtienen como se advierte tres productos ó calidades de schlich á propósito para la fundicion, á saber: el schlich grosero, el medio y el muy fino y pobre; ademas se obtienen los resíduos que se ponen en la reserva.

2424. Los resíduos obtenidos en las lavaduras que preceden á la tostion, se tratan al fin del año de la manera siguiente, para estraer el schlich bueno que contienen.

Se los muele de nuevo, los sedimentos que producen

(1) La purificacion no es otra cosa que un barrido ejecutado sobre un schlich ya puro, y en el cual los agujeros inferiores de la caja alemana, permanecen cerrados y los superiores únicamente estan abiertos, y de consiguiente solo pueden arrastrar las materias mas lijeras. Esta precaucion es indispensable, á causa del estado de pureza del schlich.

se pasan por la tabla de percusion por la caja alemana, y por las tablas durmientes, absolutamente lo mismo que se practica con los schlich que provienen de los minerales molidos. Por este medio se obtienen tambien schlich groseros y finos análogos, que se tuestan y tratan en seguida por la caja alemana y las tablas durmientes. Por este tratamiento se separan schlich groseros y finos, buenos para la fundicion y nuevos resíduos que aunque muy pobres, no se desechan, sino antes bien se tratan todavia en un lavadero particular.

En este lavadero se tratan los últimos resíduos de todos los otros, se muelen desde luego en unos morteros cuyos mazos solo tienen la mitad del peso ordinario, la mitad tambien de la velocidad. Estos resíduos se cargan á la mano y directamente en el mortero, y en tanto se hace llegar por las cajas una sesta parte de mineral pobre, para facilitar la molienda. Los schlichs se conducen á los canales, en donde se dividen en schlich gruesos en finos y en el schlich mas fino de los últimos canales, pero no se obtiene el schlich fino de los cenagales, porque es demasiado pobre para tratarlo con ventaja.

Los schlichs obtenidos se pasan separadamente dos ó tres veces por las tablas de percusion, hasta obtener un producto bastante puro. Este pasa en seguida una ó dos veces por la caja alemana, y los sedimentos que resultan de aqui se conducen á las tablas durmientes, á donde se los somete, bien sea al tratamiento de purificacion, bien al barrido segun su grano.

Estos schlich puros se tuestan y lavan todavia, como ya hemos dicho, antes de conducirlos á la fundicion.

Preparacion mecánica de los minerales de plomo en Inglaterra.

2425. Las operaciones que se hacen sufrir á los minerales de plomo para llevarlos al grado de pureza necesaria para el tratamiento metalúrgico pueden dividirse en tres clases, que tienen por objeto.

1.º El apartádo y la separacion de la parte terrosa que acompaña al mineral.

2.º La molienda.

3.º El lavado propiamente dicho.

Los aparatos que sirven para el apartado y separacion de las partes terrosas, son las cribas, las eras ó las regillas para desenlodar.

La gran criba se emplea en Derbayshire, para separar el mineral al salir de la mina, en fragmentos gruesos y medianos, su fondo es un enrejado de alambre de hierro cuyas mallas tienen 0^{m}, 0254 (0,090678 de pie) por cada costado.

Una criba mas ligera semejante á la precedente, se emplea para desenlodar en una cuba llena de agua los fragmentos obtenidos por la gran criba. Algunas veces basta agitar el mineral por medio de una pala en una artesa llena de agua.

La era de desenlodar ó separar las partes terrosas del mineral, es una superficie plana formada con losas de piedra, ó con baldosas ó tablas, ligeramente inclinada de atras adelante, y guarnecida de un reborde en sus costados laterales y en su parte superior. En la parte superior hay un agujero que sirve para dar entrada al agua que debe lavar

el mineral. Este se remueve con una pala mientras está sometido á la accion de la corriente de agua.

Este aparato que sirve á la vez para desenlodar y para la separacion del mineral, era el único que se empleaba en otro tiempo; el que sigue le ha sustituido en la mayor parte de los ingenios.

La regilla. Esta está formada de barras de hierro, cuadradas, de 0 m, 03 (0, 1071 pies), de espesor y 0 m, 6 á 0 m, 8 de (2,142 á 2,856 pies) de longitud, colocadas paralela y horizontalmente; los intervalos que dejan entre sí, son de 0 m, 03 (0, 1071 de pie). Esta regilla está colocada, encima de un plano inclinado que conduce á un recipiente circular de cerca de 0 m, 6 (2, 142 pies) de diámetro. En este recipiente se deposita el polvo metálico que arrastra la corriente de agua, suministrada por una canal de madera que se halla colocada sobre la regilla.

En otro tiempo se empleaba en Inglaterra para moler el mineral un útil conocido con el nombre de *pison*; este es un especie de maza ó placa de fundicion de cerca de 0 m, 076 cuadrados (0, 27130 de pie) provisto de un mango. El mineral que se ha de quebrantar está colocado en una era plana, rebordada por la parte de atras y sobre sus costados con una pequeña muralla, y levantada del suelo cerca de un metro (3, 57 pies) por la parte mas baja. Delante hay un macizo de ladrillos sobre el cual se coloca una piedra plana muy dura ó una placa de fundicion de 2 m, 13 (7, 6041 pies) de longitud, sobre 0 m, 19 (0, 6783 de pie) de largo y 0 m, 04 (0, 1428 de pie) de grueso. El obrero sentado delante de esta placa quebranta á golpes de maza el mineral impuro.

2426. A este instrumento han sustituido con ventaja

hace cerca de cuarenta años los cilindros de moler; sin embargo, el pison se emplea todavia en Derbyshire.

La máquina de moler (Lám. L, fig 1, 2, 3 y 4) se compone de un par de cilindros acanalados *mm*, y dos pares de cilindros lisos *zzzz*, que sirven unos y otros para moler el mineral. Los cilindros de cada par caminan en sentido inverso simultáneamente por medio de unas ruedas dentadas *mm* (fig. 2 y 3) que cada uno de ellos tiene en su eje y que engranan entre sí. Uno de los cilindros acanalados está colocado en la prolongacion del eje de la rueda motriz, que tiene ademas una rueda de fundicion, dentada, D, que engrana con las ruedas dentadas *ee*, fijas en los ejes de los cilindros lisos. Encima de los cilindros acanalados se encuentra una tolva S, que vierte el mineral que se conduce á ella por medio de unos carros que ruedan sobre un camino de madera; el fondo de esta tolva está provisto de una portezuela que abriéndose por debajo permite la salida al mineral. Luego que el mineral sale de la tolva pasa á una pequeña artesa que vierte sin cesar sobre los cilindros por los sacudimientos que la imprime una regla de madera *i*, (fig. 3.) La artesa se dispone de manera que la cantidad de mineral que caiga sea tal que no entorpezca el movimiento de los cilindros. Recibe tambien un cañito de agua que cayendo sobre los cilindros los impide el calentarse. Despues de haber pasado el mineral por los cilindros acanalados, caen sobre los planos inclinados *nn*, que hacen pasar á uno ú otro de los cilindros lisos.

Los cilindros acanalados lisos son como se advierte las partes principales de esta máquina; estos cilindros son de fundicion.

Ademas de estos tres pares de cilindros tienen algunas

máquinas un cuarto; este es á propósito para moler el mineral que no presenta fragmentos gruesos, tales como las materias que provienen del primer acribado en la criba de percusion.

Los cilindros que constituyen esta pieza accesoria son lisos y semejantes á los cilindros *zz* y *z'z'*. Uno de ellos está generalmente colocado en la prolongacion del árbol de la rueda hidráulica, del lado opuesto á la máquina principal; y el otro, colocado al lado recibe su movimiento del primero por medio de un engranage.

Cuando la ganga que acompaña al mineral es demasiado dura para ceder fácilmente á la accion de los cilindros, ó cuando los minerales exigen un grado mayor de tenuidad, se hace uso de los *bocartes*; estos se emplean en concurrencia con los cilindros de moler.

2427. Para el acribado se usan dos clases de cribas: la *criba de mano* y la *criba de percusion*; la primera es un cerco ovalado cuyo fondo está formado por un enrejado de alambre de hierro; su ancho es de $0^m,46$ (1,6422 pies) sobre un ancho de $0^m,44$ (1,5708 pies); esta criba tiene dos agarraderos por los cuales la coge el obrero que la agita y sacude sobre una cuba llena de agua, poniéndola ya en posicion horizontal, ya inclinándola de diversas maneras.

La criba de percusion es rectangular, lo mismo que la cuba á donde se la sacude. Las mallas cuadradas del enrejado son de alambre de hierro bastante fuerte y tienen $0^m,0098$ (0,034986 de pie) por cada lado. Esta criba está suspendida á la estremidad de una palanca que tiene la forma de una horquilla, y un muchacho colocado cerca de la otra estremidad la comunica un movimiento activo de abajo arriba y á la inversa, de manera que la criba esperimente un sacudimiento fuerte.

2428. Ademas de las cribas y de las eras en donde se descorteza el mineral separándole de la parte terrosa, y que ya hemos descrito se emplean para lavarle los aparatos siguientes:

1.° *Caja de lavar.* Esta es una especie de caja alemana, compuesta de una artesa ó caja á la cual, llega una corriente de agua, y de un foso largo cuyo fondo está unido y horizontal. El mineral se coloca en la artesa y se le agita con una pala encorbada por los costados: de tiempo en tiempo se separan las partes groseras que quedan, mientras que las mas tenues son llevadas por las aguas y depositadas en el foso.

2.° *Caja para desenlodar los schichis mas finos de los cenagales.* Esta caja es análoga á las cajas alemanas, y se compone tambien de una artesa en forma de caja que recibe una corriente de agua suministrada por un agujero, provisto de una pequeña compuerta que se cierra ó abre mas ó menos, y de un foso cuyo suelo es como el anterior unido y horizontal. Diluido completamente en el agua el lodo metalífero, que los alemanes llaman schlamm, se le deposita sobre la era en donde las partes mas puras forman las primeras capas.

3.° Un aparato semejante á las tablas gemelas, recibe el agua por un agujero de compuerta, provisto de un plano inclinado, correspondiente á la cabeza de las tablas gemelas: debajo de este aparato hay una era plana y sensiblemente horizontal. Sobre el plano inclinado se estiende una capa delgada de materias lodosas, y por medio de una cascada de agua muy delgada, que se divide en pequeñas corientes, se separan poco á poco todas las partes lodosas, y se depositan en la era plana inferior, en el órden de su pesantez específica

4.° *La cuba de enjuagar*. (Lám. 50, fig. 5, 6, y 7) está provista de un eje vertical que tiene un agitador A B, que se pone en movimiento por medio de un manubrio. Este aparato sirve para poner en suspension en el agua al mineral fino que está ya casi puro; las partes metálicas se separan de las terrosas por el reposo. A esta separacion se la ayuda dando unos pequeños golpes en las paredes de la cuba durante la precipitacion, lo cual retarda la de las materias terrosas, sin detener la de las partes metálicas.

2429. Entre estas diversas operaciones, aquellas en que se hace uso de una corriente de agua, dejan siempre escapar algunas partes de las mas tenues del mineral. Estas partes se recogen en los *estanques de depósito ó laberintos*, en los cuales entra el agua que proviene de la máquina de moler, ó de los aparatos de lavar; estos estanques tienen cerca de 6 metros (21, 42 pies) de diámetro, y de 0,60 á 1 metro de 2,1420 á 3,57 pies de profundidad. Desde el momento en que la corriente de agua entra en el estanque de depósito, el mineral que lleva en suspension tiende á caer poco á poco al fondo; el agua casi clara se escapa y se pierde.

2430. Consideremos ahora la marcha de la operacion. Luego que el mineral bruto ha salido de la mina, se ocupa al momento un obrero en separar los fragmentos, segun su grueso, en tres clases.

Los mas gruesos se separan á la mano; los otros se pasan por la criba.

Los pedazos que se separan á la mano se quebrantan á golpe de maza, y producen por el apartado 1.° mineral macizo ó puro; 2.° fragmentos compuestos de materias terrosas y de mineral, mezclados mas ó menos íntimamente;

estos fragmentos tienen el grueso de una nuez, y se quebrantan de nuevo; 3.° y último, fragmentos de materias terrosas que se desechan.

Los pedazos que quedan sobre la criba se lavan en las cubas ó en las artesas que ya hemos descrito, y en seguida se colocan sobre una tabla y se separan; de este apartado resulta el mineral macizo, el mineral que se ha de quebrantar y el mineral despreciable; los primeros se reunen en monton para someterlos al tratamiento que los conviene.

Los fragmentos de mineral mezclado que tienen el grueso de una nuez, se reducen por la maza al de un guisante, y en seguida se pasan por la criba de mano. El lavador, coloca en su criba cierta cantidad de estos fragmentos, la introduce en una gran cuba casi llena de agua, y la agita por sacudimientos, para hacer pasar á la superficie las partes pedrosas ó ligeras, que separa el obrero por medio de un cogedor de hierro rebordado. No conteniendo sensiblemente galena las primeras materias se desechan. Las segundas mas ricas, se someten de nuevo á la accion de la maza. Despues de haber cargado la criba muchas veces se obtiene en su fondo una capa considerable de mineral, que se puede considerar como puro y cuyas porciones mas gruesas se colocan en la parte superior, mientras que las mas finas forman un lecho que obstruye las mallas de la criba. Entonces se separan con cuidado las partes gruesas y se hace mas fácil el cribado siguiente, y sobre todo es útil para la operacion que vamos á describir.

Durante el cribado, pasan al través de la criba muchas partículas de mineral y de materias pedrosas, y se depositan en el fondo de la cuba. Cuando esta está llena hasta

las dos terceras partes, se deja correr el agua suavemente, y se separa el sedimento que se pone en monton. Se llena la cuba de agua nuevamente, y se vuelve á colocar el sedimento sobre la criba que estará provista de una capa fina de mineral y se la sacude, quitando de tiempo en tiempo las materias ligeras que vienen á la superficie, para desecharlas. En cuanto al mineral que se acumula sin cesar sobre las mallas de la criba, se le separa tambien de tiempo en tiempo para echarle en la cuba, á la cual caen las partículas de mineral muy fino, como tambien algunas partículas pedrosas,

Para desembarazarse de estas últimas, se agita el agua en la cuba, imprimiéndola un movimiento circular por medio de una pala; y el mineral se reune en monton en un rincon del fondo, de donde se recoge por medio de una pala de mango corto, para almacenarle en un monton distinto. En cuanto al lodo que el agua de la cuba tiene todavia en suspension, se le recibe en un estanque de depósito.

2431. Todos los lodos se tratan por una nueva serie de operaciones, que se egecutan por medio de una pequeña corriente de agua. Estos lodos se colocan en una caja de desenlodar los schlich finos de los cenagales, de que ya hemos hablado, y se los somete á la accion de una corriente de agua, hasta que colocándose la mayor parte de las materias estrañas hácia la parte inferior de la caja, adquiera el residuo la tenacidad propia del mineral fino un poco mas rico. En seguida se le conduce sobre una tabla análoga á las tablas gemelas.

Se le coloca en muy pequeña cantidad sobre el plano inclinado que forma la cabeza de la tabla, y se hace correr sobre la superficie una cascada de agua que se divide en

una multitud de pequeñas corrientes. El mineral es arrastrado inmediatamente á lo largo del plano inclinado hasta la tabla donde se depositan sus diversas partículas en el órden de sus densidades. El obrero aplana de tiempo en tiempo con su pala la superficie del depósito, á fin de darla constancia para que no se escape ninguna partícula. Al mismo mineral fino, se le somete muchas veces á esta operacion hasta obtener un mineral rico, que se purifica todavia en la cuba de enjuagar. (Lám. 50, fig. 5, 6,7.)

Esta cuba contiene agua, y está provista de un agitador que se hace girar en círculo rápidamente, para imprimir al agua un movimiento circular. El mineral fino se va echando en ella poco á poco, y asi que se halla diseminado en el líquido, se golpea en las paredes de la cuba con unos martillos, ó con unos pedazos de madera muy gruesos, para que el mineral pase á ocupar el fondo. Las partes mas ligeras formadas casi únicamente de materias inútiles, solo caen cuando se ha dejado de tocar en la cuba. Se hace en seguida correr el agua, se separa y desecha el lodo estremádamente pobre, que forma la parte superior del depósito y se encuentra en el fondo de la cuba el mineral puro. Este método es escelente; por el se separa, por ejemplo, con bastante facilidad la blenda que acompaña siempre á la galena.

2432. Los procedimientos que se emplean en Inglaterra difieren mucho de los que estan puestos en uso en el continente, á pesar de la analogía de algunos de los aparatos ingleses con los alemanes con los cuales los hemos comparado. A falta de datos positivos sobre los resultados económicos del método inglés, reproduciremos las reflexiones que los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont han hecho, con-

ducidos por un exámen detenido sobre los productos que suministran estos resultados.

1.° La separacion de las materias terrosas, y el apartado de los minerales, se ejecutan con mucho cuidado y prontitud. Estas operaciones enteramente análogas á las de las minas de Poullaouën, parecen inferiores á la separacion de las materias terrosas sobre las regillas de gradilla en Sajonia, operacion que al mismo tiempo que limpia los minerales, tiene la ventaja de separarlos en granos de diferentes gruesos.

2.° El quebranto por medio de los cilindros es mucho mas espedito que el que se ejecuta con las mazas ó pisones, y no solo proporciona esta máquina una grande economía en los gastos del quebrantado sino que tambien disminuye la pérdida de la galena.

Estos cilindros reemplazan tambien muy ventajosamente al bocarte en seco, que se emplea en algunos establecimientos y particularmente en Huelgoet. Se debe, pues, considerar su introduccion como una de las mas felices innovaciones que se han hecho en la preparacion mecánica de los minerales.

3.° Las cribas de percusion parecen preferibles á las cribas de mano. Para asegurarse de esto seria necesario hacer esperimentos comparativos; sin embargo, se ha notado que la cantidad de mineral que se somete á la accion de la criba de percusion, es mayor en el mismo tiempo que se puede cribar á la mano, sin que la pureza de las granallas sea menos perfecta.

4.° El sistema de lavado inglés difiere esencialmente del que se emplea en Bretaña. Todas las arenas producidas por el bocarte, una parte de las que provienen de los ci-

lindros de quebrantar, los depósitos de las cubas del cribado y aun una parte de los depósitos de los cenagales se lavan sobre unas tablas análogas á las *cajas alemanas*; solo algunos depósitos estremadamente finos se lavan sobre las tablas correspondientes á las tablas gemelas, y aun estos depósitos han sido anteriormente desenlodados en las cajas; todos los depósitos finos se lavan en las tablas gemelas, cuya inclinacion es muy pequeña, y sobre las cuales solo se distribuye una capa de agua muy delgada.

5.° En cuanto á los estanques de depósito, se construyen con mucho menos cuidado que en Francia y en Alemania, no presentan como estos últimos estas vueltas largas que doblan sobre sí mismos y por las cuales han recibido el nombre de *laberinto*. Es muy probable que los últimos depósitos que con tanta ventaja se lavan en Francia y en Alemania, no tendrán igual éxito en Cumberland. Sin embargo, hay lugar de creer que la introducion de las tablas de percusion permitirán recoger unos depósitos que en la actualidad se desprecian.

De este sistema de lavado, y de la disposicion de los estanques de depósito resulta que el trabajo de Cumberland es mas espedito que el de Bretaña, pero tambien los minerales que produce no son tan puros, y las pérdidas que ocasionan mas considerables. En efecto, muchas veces se encuentra ventaja en volver á tratar las zupias ó lodos, haciéndolas sufrir una nueva preparacion, pero como el combustible tiene un precio muy bajo y la mano de obra es muy cara, es muy posible que haya mas provecho en fundir el mineral menos puro, y en perder algunas partes de galena que en aumentar el número de las operaciones del lavado.

6.° En fin, el aparato conocido con el nombre de cubas

de enjuagar ó enjuagador debe emplearse en los establecimientos en que la galena está mezclada con mucha blenda porque se obtiene de un schlich que parece muy limpio á la vista, una cantidad considerable de blenda volviéndole á tratar por esta clase de cuba.

Hornos en general.

2433. Los hornos que se emplean en metalurgia se pueden colocar en dos clases muy distintas; los unos exigen una máquina soplante y se conocen con el nombre de *hornos de corriente de aire forzada*, y los otros que no tienen necesidad de tanta fuerza, se llaman *hornos de corriente de aire natural.*

Todo horno está compuesto de cuatro partes principales que estan unas veces separadas y otras confundidas entre sí con respecto al sitio, pero nunca con respecto á la accion.

Estas partes son el *fogon*, la *boca*, el laboratorio y la *chimenea*.

Los materiales que se emplean para la construccion de los hornos deben ser bien escogidos, y susceptibles de resistir á la accion prolongada del calor. No deben hendirse, rebentarse, ni fundirse. En algunas localidades, se sirven de ciertas arcillas, pero los mas comunes se construyen de ladrillos hechos á propósito con una mezcla de arcilla escogida y de ladrillos viejos refractarios, sin vitrificar. Se pretende que los ladrillos construidos por medio de una fuerte compresion resisten mas tiempo.

Las diversas partes del horno deben estar unidas entre sí por medio de barras y de aros de hierro forjado; estas *armaduras* impiden la separacion de las paredes causada por la dilatacion que esperimentan.

Es sumamente esencial el evitar la presencia de la humedad en los hornos y sobre todo en su fundacion, porque el agua que se introduce en la fábrica enfria mucho el fogon y exige un gasto inútil de combustible, y lo que es peor aun al evaporarse disgrega las partes de la fábrica y causa una degradacion repentina. Este inconveniente se evita construyendo en la base de los hornos unos canales ó ventiladores por donde el aire pueda circular, y tambien desprenderse los vapores. Por esta causa los hornos llamados de reverbero se construyen en lo general sobre una bóveda.

2434. Cuando se dice que los materiales que se emplean en la construccion de un horno deben ser refractarios es preciso distinguir los que deben resistir á la accion de un calor fuerte y prolongado de aquellos que deben soportar al mismo tiempo la influencia de las materias que se han de fundir ó tratar de cualquier modo en el horno. La silice pura, ó una arcilla muy silicosa, pueden ser perfectamente refractarias en el primer sentido y se fundirán sin embargo fácilmente si se las calienta en contacto con las bases enérgicas. La magnesia pura ó mezclada con una pequeña cantidad de arcilla, dará tambien unos ladrillos refractarios al fuego, pero incapaces de resistir á la accion de la silice ó de los silicatos, que se producen tantas veces en los hornos.

Todo lo que se puede decir con respecto á este punto es que muchas arcillas ó muchas rocas naturales, son bastante refractarias al fuego para poderse emplear con buen éxito, cuando no interviene ningun agente químico. Pero cuando es necesario resistir al mismo tiempo á esta segunda influencia, es preciso elegir materiales con esceso de base para resistir á las bases y materiales con esceso de silice para resistir á los ácidos.

La parte interior de los hornos de reduccion está formada de una mezcla de polvo de carbon y de arcilla humedecidos, llamada *brasca*. Esta vestidura preserva á las paredes de la accion corrosiva que pueden ejercer ciertas tierras ú óxidos metálicos; algunas veces se revisten de fundicion. A esta construccion interior se la da el nombre de *camisa*, y puede renovarse sin necesidad de destruir el horno.

Un horno nuevo no se debe emplear hasta no estar perfectamente seco. Debe empezarse por calentarle con mucha precaucion, y aumentar gradualmente la temperatura antes de *encenderle* para trabajar.

Las relaciones y las formas de los hornos dependen de las operaciones á que se destinan, varian segun la naturaleza del combustible, segun la cantidad de materia que se quiere tratar á la vez, y el grado de temperatura que debe esperimentar. Se concibe muy bien que las buenas proporciones del horno que se emplea para un objeto determinado ejercen una influencia muy grande sobre el buen éxito de la operacion. Asi nos limitaremos en este lugar á consideraciones generales, reservando para el artículo relativo á cada metal, la descripcion detallada de los aparatos que se emplean para su tratamiento.

Hornos de corriente de aire natural.

2435. Esta clase no comprende verdaderamente sino los *hornos de tostion* y los de *reverbero*.

Los hornos de tostion son muchas veces los mismos hornos de reverbero ordinarios, pero en muchas esplotaciones se les da otra disposicion.

2436. La tostion puede practicarse sin necesidad de

horno, puesto que esta operacion no tiene otro objeto que calentar el mineral hasta el grado rojo, y aun sin que sea necesario este contacto.

Entonces se ejecuta la *tostion en montones*, de la cual dará un ejemplo el tratamiento de los minerales de cobre. La operacion se conduce, y el monton se dispone como para la fabricacion de cal en montones.

La *tostion en cajas*, que se emplea para los mates cobrizos, los minerales de plomo, etc., se ejecuta como la precedente, pero en una hera encajonada por tres muros que regularizan la corriente de aire.

Por último, la tostion se practica tambien en hornos y en este caso basta una sola palabra para dar una idea de ellos porque estos son unos hornos semejantes á los hornos contínuos de cal, ó bien á los hornos de reverbero.

2473. *El horno de reverbero* tiene este nombre porque se supone que las materias que se calientan en él, no solo reciben el calor por el contacto inmediato de la llama, sino tambien por la irradiacion de la superficie interior de bóveda. Lo que sí hay de verdadero es que la bóveda por su posicion obliga á la corriente de aire caliente á bañar las materias que se hallan colocadas en el suelo.

Las ventajas de los hornos de reverbero son muy reales. Su trabajo es contínuo, no tienen necesidad de máquinas soplantes; se pueden observar todos los cambios de la materia que se trata en ellos, y añadir otras sustancias y mezclarlas. Es facil separar ó aproximar la materia al sitio en que se desenvuelve el mayor grado de calor. Por último, se puede detener la operacion cuando se quiera y volverla á empezar sin pérdida de tiempo.

El mineral que se quiere tratar en estos hornos, está se-

parado del combustible y solo está sometido á la accion de la llama; esta ventaja es real cuando se emplea la ulla como combustible, y se tratan materias que puede alterar el azufre.

2438. En estos hornos se distinguen tres partes principales, que son: el *fogon*, donde se opera la combustion; el *suelo*, donde se colocan las materias que se han de tratar, y la *chimenea* que está mas ó menos elevada.

El fogon se compone de la rejilla, sobre la cual se coloca el combustible; su superficie debe estar en relacion con la capacidad del horno y con la seccion de la chimenea, á fin de obtener un resultado ventajoso. Las barras de la rejilla estan mas ó menos separadas segun la naturaleza del combustible que se emplea; deben estarlo mas para la leña que para la ulla, y mas unidas para la ulla menuda que para la que se emplea en pedazos gruesos. La rejilla de la bóveda se aproxima tanto mas cuanto mas corta es la llama del combustible y menos voluminosa.

El combustible se introduce en el fogon por una abertura lateral ó superior que se cierra y que es necesario despues economizar el abrirla todo lo posible, á fin de evitar la introduccion de aire frio, que haria descender la temperatura del horno. La puerta es ordinariamente de fundicion, y resbala por dos correderas de la misma materia; esta puerta en algunos hornos se cierra por una especie de tolva que vierte el combustible sobre la rejilla en la cantidad necesaria.

El *cenicero* que está colocado debajo de la rejilla, recoge las cenizas y las porciones de combustible que pasan por entre las barras. Por este punto pasa el aire necesario para alimentar la combustion ; su abertura esterior que debe tener grandes dimensiones está ordinariamente en forma de bóveda

y mirando hácia el norte ó hácia la direccion de los vientos que reinan con mayor constancia en la comarca. Algunas veces se hace llegar el aire á este sitio por largos conductos.

2439. En el laboratorio del horno se notan tres partes principales: el *suelo* ó *area*; el *puente* y la *bóveda* ó *reverbero*.

El suelo es la parte del laboratorio sobre que se colocan las materias sometidas á la accion del fuego. La superficie es plana ó curva, horizontal ó inclinada, está formada de unas materias susceptibles de resistir al calor y al contacto de las materias que se han de tratar. Este suelo puede rehacerse ó al menos repararse sin detener la operacion, lo que no sucede en los hornos derechos. Los suelos se hacen de ladrillos descubiertos, de fundicion, de escorias, de cal, de marga, etc. segun la naturaleza de las operaciones. Pero las mas veces se construyen de arena un poco arcillosa bien batida, ó con brasca. Cuando se trata de operar una fusion, se forma en la parte inferior del suelo un *depósito* ó *crisol* al cual viene á parar la masa fundida. En el fondo de este crisol se practica un canal que sale á la parte esterior del horno y conduce la materia á los depósitos de recepcion: este canal está tapado durante la operacion con un tapon de arcilla que se separa para hacer correr el metal; esta operacion se distingue con el nombre de hacer la *colada*.

2440. El *puente* es un pequeño muro que separa el fogon del suelo, y está destinado á contener las materias colocadas sobre este último. Hácia este punto se verifica la temperatura mas elevada, y en él se colocan las materias que se han de fundir, introduciéndolas por las puertas del trabajo, que se tiene cuidado de cerrar exactamente durante la operacion, á fin de obtener el máximun de calor. Estas puertas sirven para revolver la materia fundida.

La *bóveda* cuya forma rebajada sirve para proyectar la llama sobre las materias, debe estar construida de ladrillos refractarios. El laboratorio va disminuyendo desde el fogon hasta la chimenea: no debe quedar alli ninguna cavidad inútil, y á escepcion de las circunstancias escepcionales, no debe tener el suelo mas ancho que el del fogon. Sus dimensiones se determinan segun las operaciones y la esperiencia adquirida sobre los hornos que dan los mejores resultados.

La chimenea que determina el tiro está colocada algunas veces encima del mismo horno, como en los hornos que se destinan á la fusion del bronce; en este caso se la da poca altura, cuando el tiro ha de ser muy grande, en la estremidad ó sobre el costado.

Entre este y el horno se encuentra algunas veces un canal inclinado llamado *rastrero*. Esta disposicion se emplea cuando se quieren recoger los polvos arrastrados por la corriente de aire. La altura y seccion de la chimenea están en relacion con la superficie de la rejilla, la separacion de las barras y la naturaleza del combustible. Su altura es ordinariamente de 8 á 10 metros de (28,56 á 35,70 pies) y aun algunas veces de 15 á 20 metros de (53,55 á 71,40 pies). La seccion se aumenta ó disminuye por medio de un *registro*, y asi se modifica el calor producido.

La temperatura que se desenvuelve en un horno de reverbero construido en buenas proporciones, pueden llegar al grado necesario para fundir el hierro dulce.

2441. Los hornos de reverbero destinados á la tostion, han recibido en estos últimos años una modificacion esencial. Se habia imaginado que el aire caliente despues de haber atravesado el fogon contenia todavia bastante cantidad de oxígeno para tostar los minerales sometidos á su accion; bien se

concibe que esto se puede verificar haciendo libre el acceso del aire y comunicando un esceso de éste á la llama, pero quedaba siempre alguna incertidumbre sobre el resultado, y la llama podia variar de naturaleza y de efecto durante la operacion.

En Inglaterra han corregido este inconveniente, practicando en el puente del horno un canal que se abre sobre el suelo por medio de algunos agujeros, y que va á comunicar con el aire esterior fuera del horno. En este conducto se establece una corriente, y el aire puro atraviesa sin cesar por entre el mineral, haciendo por este medio la tostion mas completa y rápida.

2442. M. Brunton ha imaginado, en estos últimos tiempos, un horno de reverbero, que puede ofrecer unas ventajas reales con respecto á la parte económica, porque la operacion viene á ser contínua. El suelo de este horno puede girar sobre un eje vertical, que pone una máquina en movimiento. El mineral colocado en una tolva, cae al centro del suelo, y forma un monton cónico. Un rastro de pala, fijo sobre el suelo, separa poco á poco el mineral del centro hácia los bordes, y concluye por conducirlo sobre un orificio de descarga, por donde cae fuera del horno.

Este aparato aplicado en Inglaterra á la tostion de los minerales de cobre, parece que ha tenido un éxito completo. Sin embargo, prescindiendo del gasto que ocasiona la fuerza motriz que mueve la máquina, esta nueva disposicion de los hornos de torrefaccion, que puede ser conveniente en este caso particular, deja mucho que desear todavia bajo el punto de vista general.

Efectivamente, el fogon está á un estremo del horno y la chimenea al otro; el mineral cae al centro del suelo, y ga-

na poco á poco la circunferencia, que marcha sin cesar por su movimiento de rotacion desde el fogon á la chimenea y de esta vuelve al fogon, continuando asi sucesivamente. El mineral se encuentra alternativamente caliente y resfriado, y cuando todavia está caliente llega á la chimenea, y cede sin necesidad su calor al humo; volviendo frio hácia el fogon, absorve en pura pérdida una cantidad de calor que vuelve á comunicar al humo.

2443. Para sacar el mejor partido posible de un horno de reverbero, es necesario dar á las materias un movimiento contínuo inverso del que tiene la llama. Sin embargo, en el caso particular de tener que tostar una materia fusible, no es inútil esta alternativa de calor y frio, porque produce el mismo efecto que se obtiene ordinariamente removiendo la materia con una pala.

El principio que acabamos de esponer, ha dirigido á los constructores, en la disposicion de los nuevos hornos de tostion y de fusion, que se emplean en algunos ingenios de cobre en Inglaterra. Tres suelos superpuestos, que se comunican por unos conductos que se hallan practicados en el grueso de las bóvedas, sirven para verificar la tostion y la fusion simultáneamente. La llama pasa por la primera bóveda, recorre la segunda y despues la tercera antes de perderse en la chimenea. La materia, por el contrario, llega al tercer suelo, se detiene el tiempo necesario y cae en seguida al segundo, á donde tambien se la detiene y despues de este segundo reposo se la hace caer al primer suelo con el cual se termina la operacion. En el tercer suelo se calienta y empieza á tostarse; en el segundo se termina la tostion; y en el primero se verifica la fusion. Se ha realizado, pues, en lo posible, el sistema de marchas inversas que se halla indicado

por el razonamiento, como el mas favorable á un método de calentar económico.

De las máquinas soplantes.

2444. No siempre surten el efecto necesario los hornos de reverbero simples ó modificados, que acabamos de describir, para verificar las tostiones intensas que pueden exigir ciertas operaciones metalúrgicas. La afinacion del cobre y de los plomos de obra, por ejemplo, necesitan una corriente de aire mas puro y mas enérgico, que se hace llegar al suelo del horno por medio de un fuelle ó de una máquina soplante.

Asi en los hornos en que no se hace uso sino de una chimenea muy baja, como en aquellos en que la chimenea mas elevada está llena tambien de la materia que se ha de fundir, no se puede obtener un tiro suficiente, y hay necesidad de recurrir al empleo de un viento forzado. En este caso se hallan los hornos de manga, que siendo demasiado bajos no pueden marchar sin ausilio; y los hornos altos, que aunque mas elevados solo presentarian un tiro imperfecto, porque cargándolos como se hace, en toda su altura, el humo se resfria demasiado, y su marcha es muy desigual á causa de las numerosas vueltas que debe esperimentar hasta su salida. Es necesario por lo tanto, añadir á estos hornos unas máquinas á propósito para comunicar el viento necesario.

Estas máquinas lanzan el aire directamente al horno; y otras veces el aire está comprimido en un receptáculo de donde se escapa con regularidad.

2445. Las máquinas soplantes se dividen en *fuelles* propiamente dichos: en *bombas soplantes* ó *fuelles de embolo*; en *fuelles hidráulicos* y *en trompas*.

Los fuelles que se emplean en metalurgia son de dos clases, y están construidos bajo los mismos principios que los fuelles domésticos, cuya forma tienen al poco mas ó menos. Unos son de cuero; pero estos se han abandonado sucesivamente á causa de su precio elevado y de su poca duracion. Otros son de madera, y se componen de dos cajas piramidales colocadas horizontalmente, y de las cuales la superior que es movible entra en la otra; la inferior que está fija, tiene un tubo ó conducto, y en su fondo una válvula que se abre de fuera á dentro. Cuando la caja superior se levanta, entra el aire por la válvula, y cuando baja se escapa por el tubo. Se disponen dos fuelles uno al lado del otro, que suben y bajan alternativamente cuando se desea un viento continuo.

Estos fuelles tienen un gran defecto, y es, que el aire no queda espulsado enteramente, los suelos de las cajas no se pueden tocar y una parte de la fuerza motriz se emplea en pura pérdida; los frotamientos ademas son considerables y las reparaciones muy frecuentes.

2446. En el dia se prefieren las bombas soplantes ó fuelles de embolo, cuya aplicacion es muy reciente. Estos están compuestos de una caja en la cual sube y baja un embolo del mismo diámetro forrado, de manera que no deje escapar nada de aire por su alrededor. Como en esta máquina la parte inferior del embolo viene á tocar al fondo de la caja, todo el aire queda espulsado y se evita el inconveniente propio de los fuelles ordinarios.

Cuando las bombas soplantes son de madera, se las dá la forma cuadrada, y cuando son de fundicion se las da la forma cilíndrica; hay algunos que están formados por cuatro planos de mármol pulido, y reunidos de un modo conve-

niente. El embolo está ordinariamente construido como el de las máquinas de vapor.

En una máquina de esta clase, de madera movida por una rueda hidráulica de caida superior el efecto útil es igual á la cuarta ó á la quinta parte de la fuerza empleada.

A fin de tener un viento contínuo se colocan paralelamente dos cajas semejantes y baja el embolo de la una cuando sube el de la otra. Sin embargo, estas cajas comunican todavia un viento muy desigual y necesitan un regulador.

Las mejores máquinas soplantes son las metálicas de piston. En Inglaterra se construyen de unas dimesiones que llegan hasta 3 pies de diametro para el embolo. Los cilindros y los embolos se construyen con el mismo cuidado que si se tratara de una máquina de vapor pero en los fuelles no hay impedimento en guarnecer los embolos con cuero, y los constructores se toman esta libertad porque les permite construir el embolo con exactitud y á mucho menos gasto.

Por medio de una máquina soplante de embolo, como la que se representa en la Lám. 63, se pueden obtener lo menos 300 metros cúbicos (13867, 9500 pies cúbicos) de aire por minuto; la practica realiza cerca de una vigésima parte del efecto obtenido por el calculo, segun la capacidad del cilindro, el número de acciones del embolo y su estension. En general, se le hacen ejecutar al embolo catorce ó diez y seis elevaciones por minuto y á la estension de su ascenso se le da poco menos de la longitud de su diametro.

Para el servicio de estas bombas actúan unas máquinas de cincuenta y aun cien caballos.

2447. Los aparatos que hemos descrito ocasionan una gran pérdida de fuerza motriz, ó exigen unos gastos considerables. Se ha buscado el medio de obtener estos aparatos

con mas economía y de mejor efecto. Nada se ha encontrado mejor que la bomba soplante, pero se han creado otros aparatos de una utilidad análoga á la de esta última, y que vamos á dar á conocer.

Martin Triewald imaginó en el último siglo una máquina muy sencilla que consiste en dos cajas invertidas boca á bajo en el agua, provistas de válvulas y suspendidas cada una á la estremidad de una especie de balanza de tal modo que cuando una se eleva se introduce el aire hasta llenar completamente su cavidad por una válvula que se cierra al descender la caja. Durante este descenso, el aire se encuentra comprimido entre el fondo de la caja y la superficie del agua, entonces se escapa por otra válvulá pasa al depósito y de alli al horno.

2448. Hay otro aparato que consiste en un cilindro de fondo plano, y se asemeja á un tonel cuyo ege horizontal se mueve entre dos coginetes. En la parte esterior se coloca una palanca que sirve para imprimir al tonel un movimiento de vaiven haciéndole describir un arco de círculo. Esta caja está dividida en dos separaciones por medio de un cuerpo impermeable al aire que desciende verticalmente hasta los dos tercios de su altura, á cada fondo de la caja hay colocadas dos válvulas de las cuales una abre hácia afuera y la otra hácia adentro que sirven para aspirar y espulsar el aire. La caja está llena de agua hasta el nivel del ege y un poco mas arriba del borde inferior del cuerpo impermeable, dos flotadores impiden el que se produzca una agitacion demasiado grande en el líquido, cuando se pone en movimiento la máquina.

Facil es hacerse cargo del juego de este aparato, se concibe bien que ocupando siempre el agua el mismo espa-

cio sea cualquiera la posicion de la máquina, el aire debe hallarse fuertemente comprimido en el espacio comprendido entre el cuerpo impermeable, la superficie del líquido y las paredes de la caja, en el momento en que el agua abandona una de las separaciones para pasar á la otra. Entonces el aire tiende á escaparse por la válvula con tanta mayor fuerza cuanta mayor es la diferencia de nivel entre las separaciones. De modo que cuando el agua cambia de sitio, aspira el aire por un costado y le espulsa por el otro con el auxilio de las válvulas. A fin de obtener un viento contínuo al poco mas ó menos se establecen dos máquinas semejantes y se combinan sus movimientos de manera que cuando la una aspira el aire, la otra le espulsa haciéndole pasar á la tovera.

2449. Una de las mas sencillas é ingeniosas de las máquinas soplantes antiguas, es la conocida con el nombre de *trompa* y que se emplea en muchos ingenios de los Alpes y de los Pirineos.

El efecto de las trompas está fundado en la propiedad que tiene el agua de arrastrar consigo cuando desciende con violencia cierta cantidad de aire que deja desprender en seguida. Estas máquinas se emplean con ventaja en los paises montañosos donde los descensos de agua se encuentran con tanta frecuencia. Estas máquinas consisten en un tubo de madera, cilíndrico ó cuadrado, que tiene unos siete metros (24,99 pies) de altura, y 20 centímetros (103,40 líneas) de diámetro; está colocado verticalmente, su parte superior tiene la forma de un embudo prolongado; en su parte estrecha hay cuatro aberturas oblicuas que se llaman *trompillas*, por las cuales el aire que circula puede entrar en el tubo y mezclarse con el agua. Esta llega por un canal

colocado encima de la trompa y se precipita por el embudo, produciendo una corriente que hace entrar al aire por las trompillas; el líquido envuelve al aire y le arrastra consigo á una caja donde cayendo sobre una peña, se separa y escapa por unos agugeros practicados en el fondo de la caja. E aire separado del agua, y comprimido por este líquido, pasa con violencia al porta-viento y de alli al horno.

Los esperimentos de los señores Tardy y Thibaud, prueban que el higrómetro no se eleva á la humedad estrema, en el aire que la trompa contiene: solo se mantiene entre 90 y 92 grados, lo cual se aproxima mucho como se advierte, al término de la humedad que puede contener; pero los efectos de esta humedad no son tal vez tan temibles como se ha querido suponer.

2450. Por lo demas las ventajas de las trompas son muy reales, y su construccion de un precio muy insignificante asi como el de su sostenimiento. Un tronco de arbol vaciado, y colocado sobre un tonel, suministra una trompa suficiente para el servicio de un fuego muy activo, pero para setablecer una trompa, se necesita una caida de agua de cerca de cinco metros (17,85 pies) lo cual solo puede encontrarse en un pais montañoso, y por otra parte este aparato no produce con mucho, el efecto útil que se puede obtener con los buenos fuelles de émbolo.

M. D. Ambuisson, apoyándose en los esperimentos practicados con las trompas bien establecidas, encuentra que el efecto útil varia de 0,10 á 0,13 en una trompa de cinco metros (17,85 pies) de altura. Puede admitirse por término medio, que una trompa realiza la decima parte de la fuerza motriz de la corriente.

2451. *De los reguladores.* A fin de regularizar la accion

del viento producido por las máquinas soplantes, y sobre todo por los fuelles hidráulicos, se coloca entre el horno y la máquina una caja ó depósito que se llama *regulador*. Los reguladores son de distintas clases.

El regulador de agua que tiene mucha analogía con el fuelle hidráulico, consiste en una caja invertida, en la cual se introduce el aire que sale de la máquina soplante. Esta caja está unas veces fija, y otras movible; en el primer caso, es el líquido el que desciende cuando el aire entra en el recipiente, y el que asciende cuando este sale por los conductos que le dirigen al horno; en el segundo presenta las mismas disposiciones que los gasómetros del alumbrado. Arreglando el peso que comprime al aire, se le llega á dar la velocidad conveniente.

En algunos ingenios de Inglaterra se emplean como regulador unas *cuevas de aire*; estas no son otra cosa que unas bastas bóvedas construidas de fábrica ó escabadas en la roca segun las circunstancias, y en las cuales se hace entrar el aire impedido por las máquinas soplantes. Siendo el espacio muy considerable en comparacion de las bombas soplantes, toma el aire una densidad media, que al poco mas ó menos es siempre la misma. Estos recipientes que presentan el grave inconveniente de perder mucho aire son ademas muy costosos de establecer.

En el dia los han sustituido con unas esferas ó unos cilindros terminados por unos casquetes esféricos. Estos aparatos se construyen de chapa de hierro riveteados con mucho cuidado para que el aire no pueda escapar; su volúmen es doce ó quince veces el de la bomba soplante.

Los reguladores secos tienen particularmente en estío, alguna ventaja sobre los de agua; no porque pueda temerse

la presencia de la humedad, sino porque en igualdad de volúmen contienen y suministran mayor cantidad de aire realmente. Seria por lo tanto necesario ó aumentar el espacio ó dar mayor presion para obtener el mismo efecto de los reguladores húmedos.

A fin de poder conocer á cada instante la presion que esperimenta el aire en estas máquinas y las variaciones que se pueden verificar en su fuerza elástica, estan provistos estos reguladores de un manómetro de agua ó de mercurio.

Hornos de viento forzado.

2452. En estas clases de hornos, la sustancia que se ha de fundir y el combustible estan en contacto; por lo regular tienen una forma cilíndrica ó cónica cuando estan bien concebidos. El conbustible que se emplea es las mas veces carbon. Sin embargo, tambien se puede quemar en ellos leña cortada en trozos pequeños, como se practica en Rusia y en Suecia en los altos hornos.

La parte interior de estos hornos, puede presentar un prisma recto, como en los hornos antiguos de manga, una reunion de pirámides ó déconos, como en los altos hornos del hierro, ó un verdadero cilindro. Las dimensiones varian hasta el estremo. Hay algunos que tienen hasta 20 metros (71,40 pies) de altura. Otros son muy bajos, como los *fogones de forja*, las *forjas catalanas*, y el *horno escocés*.

A la parte superior del horno, hay un orificio por el cual se introduce la sustancia que se ha de fundir, y el combustible. Las materias fundidas corren por otro conducto mas ó menos grande, colocado en la parte inferior. Cuando el horno marcha bien, la carga se ejecuta por intervalos de tiem-

pos iguales; lo mismo se verifica con respecto á la salida de las materias. En el caso contrário, cuando la materia no está bastante fluida y que por lo tanto no desciende ya, se busca el medio de disipar esta obstruccion, bien sea aumentando el calor del horno, bien adicionando fundentes.

El orificio de entrada de las materias, se llama *embocadura*. El que sirve para la introduccion del aire se llama *agugero da la tobera*: puede haber muchos de estos agugeros, asi como muchos conductos para la salida de las materias fundidas.

2453. El agugero de la tobera se guarnece con un tubo, que algunas veces pasa mas hallá de la pared interior del horno, y conduce el viento mucho mas lejos, como en los fogones de forja, pero en los altos hornos en que el calor es considerable, jamás pasa del grueso de la fábrica del horno. En algunos casos, se embuelve este tubo en nn cilindro hueco, al cual se hace llegar agua, que sirve para refrescarle é impedir su destruccion.

En los hornos de manga no se puede prolongar la tobera hasta lo interior del horno, pero la corriente de aire solidifica las materias que de contínuo se reunen hacia la tobera; estas forman una especie de tubo que sirve de prolongacion, y por él se escapa el viento; los fundidores le dán el nombre de *nariz*. Si en los hornos de manga es ventajoso conservar este tubo adicionado, no sucede lo mismo en los altos hornos de hierro, por lo cual hay que tener cuidado de impedir su formacion.

La tobera recibe los cañones de los fuelles, y está dispuesta de modo que puede tomar un movimiento de inclinacion ó declinacion; por que su direccion ejerce una grande influencia sobre la marcha de las operaciones; es necesario

que inclinándola arriba ó abajo, pueda producir donde convenga el máximun de calor.

Se concibe muy bien, que la combustion mas rápida debe verificarse hácia la tobera, y un pòco mas arriba, puesto que el aire al salir de este orificio, tiende á elevarse por la dilatacion que esperimenta.

2454. La operacion de fundir los minerales en esta clase de hornos, es difícil, por que una vez introducidos los minerales y el combustible en su interior, ya no se puede obrar sobre ello inmediatamente, ni juzgar del estado de la operacion, sino por medio de señales poco seguras; tales son el oscurecimiento de la tobera, la espesura ó fluidez demasiado grande de las escorias; su color y el de la llama; el ruido que hace el aire al atravesar las materias, y el que resulta de su caida cuando desciende por sacudimiento. Los entorpecimientos de estos hornos se corrijen por el aumento ó disminucion del viento, por la adicion ó disminucion de los combustibles y de los fundentes, etc.

Las variaciones en la calidad del combustible y la pureza de los minerales, los cambios en la marcha de las máquinas soplantes, las degradaciones del horno y el descuido de los fundidores, son otras tantas causas que concurren al entorpecimiento de la marcha del horno.

2455. Los altos hornos solo se emplean en el tratamiento de los minerales de hierro, en el capítulo que les corresponde se describirán de una manera especial.

Los hornos de manga sirven para fundir los minerales de plomo, de cobre, de estaño, etc. Son poco elevados y se cargan por delante: en su parte inferior, hay un plano inclinado llamado *fogon*, y está cubierto de brasca pesada. El metal fundido corre á lo largo de este plano, sale por un agu-

gero llamado *ojo,* que se halla practicado en la parte de abajo de la camisa ó capa de brasca, se conduce por una tagea ó reguera llamada *rastro*, á una pila socabada en la brasca, que se llama *pila de antefogon* ó *pila de recepcion.* Esta pila está delante del horno y por mejor decir á la parte esterior: está mas alta que el pavimento del edificio, y en su centro tiene un agugero que se puede abrir y cerrar segun conviene por medio de un tapon de arcilla. Cuando la pila de recepcion está llena de metal se abre este agugero, y el metal pasa á otra segunda pila colocada mas bajo que se llama *pila de atravesar*. Las escorias que sobrenadan quedan en la pila de recepcion. La parte anterior del horno, que se llama pecho, está cerrada en su parte de abajo por ladrillos ó piedras, y puede demolerse y reconstruirse facilmente, por que muchas veces la fundicion no dura nada mas que una semana.

Estos hornos tienen algunas veces dos pilas de antefogon y otras dos de recepcion, y por consecuencia dos ojos, de los cuales el uno se halla tapado interin el metal corre por el otro. Esta disposicion tiene por objeto el evitar que la fundicion se detenga durante la colada.

La altura que ordinariamente se les da á estos hornos, es de 2, ó 2,30 metros; (7,14 ó 8,2110 pies;) los que tienen mas de 4 metros (14,28 pies,) llevan el nombre de *hornos semi-altos*, y ya no se pueden cargar por delante.

Los hornos escoceses y fogones de forja, que tambien se llaman *bajos-hornos*, entran en las generalidades espuestas, y se describirán detenidamente en el artículo de los metales que necesiten su empleo.

2456. Se ha introducido recientemente en el modo de calentar los altos hornos, un nuevo principio que podria tener consecuencias muy graves para todas las industrias me-

talúrgicas. Se admitia generalmente que el aire mas frio, era por su densidad el que mejor convenia á la produccion de la alta temperatura que se debe desenvolver en un horno; pero la esperiencia ha conducido á lo contrario, y de poco tiempo á esta parte se remplaza el aire frio por un peso igual de aire lo mas caliente posible. A este efecto se disponen á continuacion de las máquinas soplantes, una série de tubos de fundicion; se mantienen calientes al grado rojo y se obliga al aire á que atraviese por ellos antes de llegar á los altos hornos. Este aire caliente desenvuelve una temperatura mas elevada, y funde una cantidad de materia mucho mayor. Véase como M. Clément esplica este hecho que es muy notable, particularmente por el efecto de fusion que se encuentra tan superior al que hubiera podido esperarse por la elevacion aparente de la temperatura del aire, que por otra parte no ha sido medida.

Admitiendo para fijar las ideas, que el aire frio desenvuelve una temperatura de 1800 grados, al operar la combustion del carbon, y que se necesitan 1750 para fundir el mineral, se concibe muy bien que las mas ligeras causas podran impedir la fusion. Si de antemano se eleva la temperatura del aire hasta 400 grados, al obrar este sobre el carbon, producirá una temperatura que podrá ascender hasta 2200 grados, y en este caso, las oscilaciones accidentales no podrán jamás hacer bajar la temperatura mas de los 1750 grados, y todo el mineral se fundirá.

Admitiendo la exactitud de estos hechos, que serán espuestos detalladamente al tratar del hierro, parece esta esplicacion la única que se puede dar.

Será preciso concluir de estas observaciones, que siempre que la temperatura del horno sea superior á la tempera-

tura que se necesita, el empleo del aire caliente será enteramente inútil; pero cuando por el contrario, el máximun de calor desenvuelto por la combustion ordinaria, solo sea muy aproximado á la temperatura necesaria, será preciso calentar el aire para formar una temperatura conveniente.

Asi cuando los hornos producen temperaturas muy bajas, el aire caliente, será cuando menos inútil; pero su efecto será tanto mas ventajoso, cuanto mas elevadas sean estas temperaturas. Bajo este aspecto, los primeros que han hecho esta aplicacion no han podido tener pensamiento mas acertado. Pero no es esta ciertamente la única que puede sacarse de este principio, porque casi todos los metales ofrecen unos métodos de estraccion á los que podria ser aplicable.

Los minerales de estaño, de cobre, de plomo, por ejemplo, para limitarnos á los que se esplotan en grande escala, se someten á unos métodos de fundiciones, que se prestan á la aplicacion de este nuevo procedimiento, tambien como los minerales de hierro.

Sin embargo, las ventajas del aire caliente, quedarán todavia durante algunos años confinadas en los trabajos de la fundicion del hierro. Las demas industrias deben esperar á que se hayan apreciado por un empleo sostenido sus ventajas y sus inconvenientes, y á que se hayan determinado las disposiciones de los aparatos, cuyos defectos solo podrán corregirse por una larga práctica.

2457. Los hornos que se emplean en las artes metalúrgicas pueden encontrarse en unas localidades tales, que sea preciso estudiar con cuidado las condiciones de los procedimientos, bajo el aspecto de la comodidad y aun de la salubridad. Puede presentarse el caso de tenerlos que hacer fumívoros cuando están alimentados por la ulla; entonces se rea-

liza esta condicion, por medio de las disposiciones que conducen sobre el humo, á las corrientes de aire fresco, mas ó menos intensas, para quemar las porciones carbonosas.

La salubridad puede exigir aparatos mas complicados y dispendiosos; en efecto, algunas veces hay que tostar minerales arseníferos y otros sulfurosos. En el primer caso, se disponen siempre unas cámaras de condensacion delante de la chimenea, que sirven para recoger el ácido arsenioso; pero es dudoso, que su efecto sea suficiente para una condensacion completa.

Los hornos de tostion que se emplean para los minerales que contienen azufre, producen cantidades mas ó menos grandes de ácido sulfuroso; y cuando la operacion se ejecuta muy en grande, es necesario preservar de sus efectos á los sitios circunvecinos. Esto se consigue haciendo pasar todos los productos de la tostion á una vasta chimenea, para que esta los conduzca á una gran altura en la atmósfera.

Se construyen algunas chimeneas de este género cuya altura asciende á 30 ó 50 metros, (107,10 ó 178,50 pies). Estas chimeneas tienen por objeto el forzar á los gases á diseminarse en un gran volúmen de aire, antes que puedan aproximarse al suelo.

Este método no siempre será suficiente. La chimenea general debe estar entonces precedida de un canal, que contiene una corriente de agua en sentido inverso á la de los gases, y que penetra en el canal por medio de un depósito lleno de agugeros pequeños, que la dividen en forma de lluvia muy fina. Cuando espongamos el tratamiento del cobre en Inglaterra, hablaremos con detencion de una aplicacion de este género.

2458. No terminaremos esta ligera reseña sobre las di-

versas disposiciones puestas en uso para la construccion de los hornos, sin decir algunas palabras con respecto á las tentativas que se han practicado para utilizar el calor que se considera como perdido en los trabajos de estos hornos y el del humo que sale de ellos.

En muchos hornos metalúrgicos se escapa el humo ardiendo con gran pérdida de calor. Cuando no tienen chimenea ó la tienen muy corta, seria un desacierto buscar el medio de enfriar este humo, para utilizar el calor, porque se perderia mucho mas en disminuir el tiro, que lo que se ganaria en la nueva operacion superpuesta al trabajo principal. Este inconveniente no tiene tanto que temer cuando el aparato posee una chimenea elevada.

Las aplicaciones que se han tanteado para sacar partido de la llama, exigen siempre poco cuidado como la calcinacion de la cal, la cocion de los ladrillos, la evaporacion de los líquidos salinos, el calentar las calderas del vapor, etc. Todas estas superposiciones, no dejan de tener algunos inconvenientes, y obligan muchas veces á sacrificar, sobre la marcha de la operacion principal, una parte mas ó menos considerable del beneficio que la operacion accesoria puede suministrar. Sin embargo, hay casos en que su adopcion, calculada con sabiduria, pueda muy bien servir para rectificar los defectos de un aparato mal combinado, y al mismo tiempo permite sacar partido del combustible que consume sin fruto.

Pero si volvemos á los principios generales que deben presidir á la construccion de todos los aparatos de calentar, se advierte que las ventajas de estas superposiciones, se pueden obtener con provecho de la misma operacion, por una disposicion del honor mejor calculada.

Efectivamente, el fin á que debe aspirarse en todo horno,

consiste en hacer la operacion contínua, y en hacer caminar la materia en sentido inverso de la llama. Cuando se satisface á esta doble condicion, es claro que toda superposicion es inútil: porque si la llama sale con esceso de temperatura es prueba de que la carga es muy débil, y que debe prolongarse el espacio que la contiene. Esto es lo que sucede en los altos hornos, en los semi-altos, en los de manga y en general en los hornos rectos.

2459. Los hornos de rebervero de un solo piso no presenta la aplicacion del principio de la continuidad. Este es un defecto grave, que solo se ha corregido de un modo muy imperfecto por la adiccion de uno ó dos pisos, que se han colocado para esperimentar sobre el primero. Se concibe, pues, que los hornos de rebervero pueden admitir la aplicacion de las operaciones accesorias, enunciadas anteriormente.

Sería mejor sin duda estudiar los hornos de rebervero, con respeto á la continuidad racional del trabajo, y tratar de hacer llegar las materias poco ó poco, dirigiéndolas en sentido inverso, de la corriente que produce la llama. No se advierten demasiado los inconvenientes qne se podrian presentar para esto en la mayor parte de los casos, y si descendiendo las materias sobre el suelo, por medio de un plano inclinado, colocado delante de la chimenea, el humo tendria tiempo suficiente para enfriarse al grado conveniente antes de penetrar en ellas, y no conservar de este modo sino la temperatura útil al tiro.

CAPITULO II.

ESPLOTACION *de las minas de zinc.*

NOTICIA *sobre las minas é ingenios de zinc de la Silesia*

superior; por M. Manes. *Aña. de minas* t. XII, p. 249, 1.ª serie.

NOTICIA *sabre la situacion, método de esplotacion y tratamiento metalúrgico de los minerales de zinc en Silesia y en Polonia*, por los señores Lesoinne y Aug Perdonnet. *Ana. de la industria*. T. IV. p. 305.

FUSION *de los minerales de zinc en Inglaterra*; por M. Mosselman. *Ana. de minas* T. X p. 185 1.ª série.

MEMORIA *sobre la estraccion del zinc contenido en la llenda de Davos*; por M. de Villenoove. *Ana. de miñas*. T. IV p. 103, 2.ª série.

MEMORIA *sobre una situacion de blenda en el departamento de Gard, y sobre la posibilidad de utilizarla*; por M: Varin. *Ana. de minas*. T. VI, p. 446, 2.ª série.

2460. El zinc se encuentra en la naturaleza en el estado de sulfuro y de óxido mezclados ó combinados con otros cuerpos. De estas combinaciones resultan muchos compuestos que no todos son á propósito para la estraccion de este metal, pero que debemos no obstante indicar de una manera general.

El sulfuro de zinc rara vez se encuentra aislado en masa considerable, pero algunas veces acompaña á otros filones metalíferos y en particular á los de sulfuro de plomo. Eu una época en que el empleo de este metal era muy limitado, se estraía con preferencia de esta clase de mineral, y la principal esplotacion se hacia en Goslar de una manera accidental por el tratamiento de los minerales de plomo ó de cobre que contenian sulfuro de zinc. Las *cadmias* de los hornos en que se trataban los minerales zincíferos, eran entonces suficientes para el consumo; pero á medida que se fue propagando el uso del laton. y cuando el mismo zinc recibió aplicaciones

útiles, fue preciso buscar el método de estraerle directamente de sus minas.

Las minas de zinc que se esplotan ordinariamente son las *calaminarias*. El zinc se encuentra en ellas en el estado de carbonato y de silicato secos ó hidratados. Estas cuatro clases constituyen unas mezclas indefinidas muchas veces coloreadas por el peróxido de hierro; lo cual establece la distincion de las caláminas *blancas* que no son ferruginosas y de las calaminas *rojas* que lo son.

Estas diversas combinaciones de óxido de zinc, de silice, de ácido carbónico y de agua, se encuentran en las mismas situaciones, pero en cantidades muy desiguales. El carbonato seco mas abundante se presenta en estalátitas, y aun en el estado cristalino, en diversos depósitos metalíferos en Siberia y en Carintihia. Tambien forma lechos particulares que pertenecen, ya á los terrenos intermedios, como los de Bleiberg en Carinthia, de Limburg, cerca de Aix-la-Chapelle: ya á los Zechstein, que está algunas veces enteramente impregnado como los de Harz, ó bien que le contienen en capas subordinadas, como en Silesia y en otras muchas localidades. Algunas veces se ha notado tambien su presencia en los terrenos terciarios, en Passy, cerca de París, por ejemplo, pero se encuentra siempre en cantidades muy pequeñas.

El carbonato hidratado es un mineral raro en su estado de pureza; pero se encuentra mezclado probablemente en muchos de los depósitos precedentes.

El silicato de zinc se encuentra regularmente en todos los sitios en que se haya el carbonato, ya mezclado con la misma masa, ya aunque no con tanta frecuencia, cristalizado en lo interior de las cavidades que presenta esta masa.

El sulfuro de zinc rara vez se encuentra solo en lechos ó

capas considerables, pero se encuentra muchas veces asociado al sulfuro de plomo ó á otros sulfuros metálicos, y se le puede separar de ellos con bastante economía por medios mecánicos, haciendo asi su esplotacion facil y lucrativa, y tanto mas cuanto que el tratamiento de los otros sulfuros mezclados con él exige primero la separacion del sulfuro de zinc que en otro tiempo se desechaba. Pero en el dia se poseen para el tratamiento del zinc unos procedimientos seguros que hacen conservar este sulfuro con interés.

Por último, recientemente se han encontrado unas combinaciones de óxidos de zinc, de hierro y de manganeso en el Nevvjersey, cerca de la villa de Franklin. Este mineral bastante abundante podrá dar lugar á una esplotacion útil.

2461. Al presente solo vamos á considerar la esplotacion de la *calamina*, á pesar del carbonato de zinc seco ó hidratado, del silicato de zinc y del sulfuro de este metal. El principio sobre que reposa la esplotacion de esta clase de minas es muy sencillo. Se hace pasar el zinc al estado de óxido tostando la mina. Si esta es una calamina, se desprenden el gas acido carbónico y el agua; si es una blenda, se trasforma el azufre en ácido sulfuroso y el zinc en óxido. En todos los casos se opera en seguida sobre el óxido de zinc. Se le mezcla con el carbon, y la mezcla se calienta ya en un aparato vertical, cerrado por su parte de arriba y abierto por abajo, de manera que el zinc fundido ó evaporado se cuele ó se precipite en un recipiente colocado en la parte inferior, ó ya en unos cilindros horizontales que comunican con los recipientes, de manera que se produce una verdadera destilacion del metal.

Sea cualquiera el procedimiento que se emplee, se pierde ordinariamente una proporcion bastante grande de zinc. Es muy probable que parte de este quede en el estado de silicato,

en razon de la mayor ó menor cantidad de silice que los minerales contienen. La adicion de una base alcalina, tal como la cal ó la potasa, que se produce ordinariamente añadiendo tártaro al mineral, puede servir para prevenir estos inconvenientes. Algunas veces suele añadirse tambien la sal marina.

El análisis de los resíduos puede suministrar muchas luces sobre este punto, que debe mirarse como muy importante, si es cierto que en el tratamiento actual asciende la pérdida muchas veces á la cuarta parte del metal contenido en el mineral. Esta pérdida es demasiado grande para poder admitir que sea debida á la volatilizacion del metal.

Tostion de los minerales del zinc.

2462. La tostion de los minerales de zinc es indispensable para las blendas y muy útil para las calaminas. En el primer caso se trata de convertir el sulfuro de zinc en óxido; en el segundo la espulsion del agua y del ácido carbónico comunica al mineral una porosidad favorable para su facil reduccion.

Tostion de la blenda. La tostion de las blendas ha sido ensayada muchas veces, pero siempre se han obtenido diversos resultados. La blenda se puede tostar sin adicion ó bien mezclada con cal.

En un horno de reverbero de la fábrica de laton de Jemmapes se ha tostado la blenda sin adicion alguna. La tostion es muy fácil, la materia queda pulverulenta, no se aglutina, y no exige otro cuidado que el de revolver con frecuencia, para renovar las superficies espuestas al aire. Los útiles de hierro que se emplean para ayudar á este trabajo no se alte-

ran. Desde el momento en que la blenda empieza á calentarse se inflama; cuando el azufre cesa de arder, no se advierte sino un poco de humo que disminuye poco á poco y desaparece tan luego como la tostion ha terminado. Cien partes de blenda sin tostar producen 82 de blenda tostada que contienen segun M. Berthier:

Oxido de zinc..............	88,5
Oxido de hierro............	7,0
Materias terrosas y blenda.	4,5
	100,0

La ausencia del sulfato de zinc es notable; manifiesta que se habia elevado demasiado la temperatura. En la práctica ordinaria no será necesario contar con este resultado, porque es difícil de conciliar con la economía del combustible, á menos que no se adopten algunas precauciones particulares.

2463. En Inglaterra se estrae tambien zinc de la blenda. Este mineral despues de lavado y quebrantado en pedazos del tamaño de una avellana, se vende en Holywell, al pié de la mina á cerca de la mitad del precio de la calamina. Esta blenda se tuesta sin otra preparacion en unos hornos de reverbero. Estos hornos tienen cerca de ocho pies de ancho, por diez de largo; la distancia de la bóveda al suelo es de 30 pulgadas. La capa de blenda tiene cerca de 4 á 5 pulgadas de espesor; se la agita casi continuamente. El consumo de ulla es de 4000 kilógramas (8720 libras) para 1000 kilógramas (2180 libras) de blenda tostada, la merma es de 20 por 100. La operacion dura diez ó doce horas.

2464. M. Varin, ingeniero de minas, ha tenido ocasion

en estos últimos años de someter al ensayo metalúrgico, una blenda descubierta recientemente en el departamento de Gard, y se ha asegurado de que la tostion de esta sustancia puede verificarse casi sin gastos. Para esto hace uso de un horno de 2 metros (7,14 pies) de altura, 1 metro (3,57 pies) de ancho en el vientre del horno y 0^m, 4 (1,428 pies) en las partes de arriba y abajo. En la parte inferior hay un fogon de regilla, para dar principio al fuego. El mineral se sostiene en la parte de arriba por una regilla de hierro. La abertura superior que sirve para cargar el mineral debe estar dispuesta de tal modo, que se la pueda cerrar cuando convenga. Los productos gaseosos de la combustion pasan por medio de una abertura superior y lateral á una chimenea rastrera dispuesta del modo conveniente para absorber ó dispersar al gas sulfuroso.

En el fogon se quema desde luego un poco de ulla á fin de encender la pequeña cantidad de blenda puesta en el horno. Cuando esta está encendida se añade nueva porcion, y asi sucesivamente hasta que el horno esté lleno. Tal vez seria necesario añadir á las cargas algunos despojos de ulla. Pero cuando el horno está en el máximun de fuego, basta retirar al cabo de seis dias, por la parte de abajo una sesta parte de la blenda tostada, y reemplazarla por arriba con blenda sin tostar. La tostion continúa por sí misma, y como son necesarios seis dias para hacerla completa, el trabajo es contínuo y regular.

2465. Estos diversos procedimientos de tostion convienen sobre todo á las blendas que se encuentran en masas puras: pero el último se aplicará con mucha dificultad á las blendas pulverulentas que se obtienen por el trabajo mecánico de los minerales mezclados con sulfuro de plomo ó con

otros sulfuros. Para este último caso se ha empleado en el ingenio de Davos, en el canton de los Grisones, un procedimiento particular que ofrece un éxito completo.

El mineral estraido de la mina de Hoffnungsbau, se muele desde luego, en seguida se lava sobre unas tablas de percusion. La misma materia sufre dos lavaduras sucesivas. La primera solo tiene por objeto el aislar la blenda y la galena de su ganga; la segunda el separar el mineral de zinc; la blenda que se obtiene es igual á la quinta parte de la galena. Dos hombres y dos mugeres muelen y lavan de 90 á 100 quintales de mineral en veinte y cuatro horas.

El sulfuro de zinc no reporta jamás los gastos del lavado del schlich; pero sí la galena, que debe sufrir esta operacion, aun cuando la blenda no produjera utilidad.

La blenda lavada contiene segun M. Chevallier

Carbonato de plomo.....	0,36
Carbonato de zinc.......	1,20
Carbonato de cal........	15,62
Persulfuro de hierro....	4,30
Sulfuro de plomo.......	4,76
Sulfuro de zinc.........	67,34
Residuo arcilloso.......	5,80
Perdida..................	0,62
	100,00

Esta materia contiene una proporcion considerable de carbonato de cal, que podria disminuir lavándola con cuidado; pero una separacion mas completa no produce ninguna ventaja. La esperiencia ha probado que cuando se de-

jaba menos carbonato de cal mezclado con la blenda, se obtenia menos cantidad de zinc.

Despues de un exámen detenido han parecido necesarias dos tostiones.

La primera se opera á la vez sobre 11 métros cúbicos (508,4915 pies cúbicos) de blenda lavada. La materia está demasiado dividida para que el aire la pueda atravesar facilmente; pero este inconveniente se salva poniéndola bajo la forma de ladrillos; se incorpora con ella una cuarta parte de su volumen de cal apagada, que comunica á la pasta el ligamento necesario, y juega por otra parte un papel químico muy importante.

Las dimensiones de los ladrillos son las siguientes: Longitud, 0m, 27 (0, 9639 de pie); ancho, 0 m, 15 (0. 5355 de pie), y de grueso, 0 m, 4 (1, 428 pies). A cada operacion se tuestan 10000; para esto se introducen en un horno de fábrica (Lám. 38, fig. 13 y 14).

yy, fogones en forma de bóveda en los cuales se introduce la leña que se ha de quemar.

s, s, respiraderos por donde se introduce el aire que alimenta la combustion.

c,c,c,c, aberturas por donde se introduce la llama en el espacio que contiene los ladrillos de blenda.

p, p, puertas para cargar y descargar el horno; estas quedan cerradas por una fábrica provisional formada de ladrillos ó de fracmentos durante la tostion.

k, chimenea.

Los ladrillos de blenda se colocan sobre el techo de los dos fogones del mismo modo que se coloca para la cocion una pila de ladrillos ordinarios.

El horno se llena de los ladrillos de blenda hasta una

altura de ocho pies. Acabado de cargar el horno, se introduce la leña en los dos fogones. Se quema de este combustible durante seis ó doce horas que es el tiempo necesario para que los ladrillos de blenda se hallen en plena combustion, Entonces esta continúa por si misma á espensas del azúfre de la blenda. Al cabo de treinta y seis horas, cesa la incandescencia; se deja resfriar el horno y se demuelen las puertas. Los ladrillos de blenda que se obtienen se quiebran en seguida en pedazos del grueso de un puño. El color de la materia es amarillo, que tira algunas veces al rojo.

Algunos ladrillos parecen haber esperimentado un principio de fusion. El consumo de leña en cada tostion es de 21,5 métros cúbicos (993,86975 pies cúbicos). El volúmen de la blenda que se ha tostado, comprendiendo en él el de la cal incorporada con ella es de 14 metros cúbicos (647,1710 pies cúbicos). Véase el gasto que exige esta tostion.

Elaboracion de 10,000 ladrillos de blenda.....................	87 francos y 50 céntimos.
Leña empleada 21,5 metros cúbicos..........................	15
	102 f. 50 c. — 390 rs. vn.

A esta suma hay que añadir el salario de los obreros empleados durante la tostion, el interés de la cantidad que exige la construccion y reparacion del horno, que asciende para la tostion de 2500 kilógramas (5450 libras) de materia, á 12 francos (45,6 rs)

Los hornos que se emplean para la segunda tostion son de reverbero: estos están unidos á los hornos de reduccion del zinc, y se calientan por la llama que ha recorrido á estos

últimos. (Lám. 38, fig. 1, 2, 3, 4,) *y*, *y*, *y*, *y*, representan los cuatro hornos de tostion. La llama se introduce por las aberturas *c*, *c*; en seguida se desprende por las puertas de los hornos de tostion; solo deben marchar al mismo tiempo dos de los hornos de tostion; los otros dos se destinan para suplir al primero de los otros que se inutilice. La entrada de la llama de los hornos que no marchan está interceptada por unas placas de hierro, colocadas delante de las aberturas *c*, *c*.

l, *l*, abertura colocada en la parte de atrás de cada horno de tostion, que permite remover las materias colocadas por este lado.

x, *x*, contrafuerte de fábrica que consolida los hornos de tostion.

Toda la parte de estos hornos espuesta á la llama está construida de ladrillos ordinarios.

En el suelo de cada horno se ponen 375 kilógramas (817,50 libras) de materia de la primera tostion. Para que la llama no incomode tanto á los obreros, durante la carga, se cierra la abertura *c* por medio de un registro. Acabada la carga se levanta el registro; delante de la abertura esterior del horno de tostion se pone una puerta de chapa de hierro, que no cerrando con exactitud, permite una salida á los humos.

De tiempo en tiempo se remueve la materia que se tuesta; con ella se mezcla en diversos tiempos carbon menudo, y hácia el fin de la operacion se introduce cerca del 5 por 100 de carbon. Al cabo de veinte y cuatro horas queda terminada la torrefaccion; un obrero hace caer, por medio de un rastro, la materia tostada á una caja colocada debajo de la boca del horno. Los dos hornos de tostion que están en actividad

deben hallarse colocados á las estremidades opuestas del gran horno de reduccion. Su marcha se dirige de tal manera, que cuando las materias han llegado á la mitad de la tostion en uno de ellos, en el otro se encuentra al principio.

Las materias pierden cerca del 20 por 100 de su peso por efecto de la tostion. El polvo tostado es de un color amarillo que tira un poco á pardo. Véase su análisis por los señores Bineau y Coste:

	Materias de primera tostion.	Materias de segunda tostion.
Oxido de zinc............	24,14.....	38,0
Sulfato de zinc...........	28,02.....	2,4
Sulfuro de zinc...........	1,80.....	1,0
Carbonato de cal.........	»	7,2
Sulfato de cal............	16,28.....	10,1
Cal libre.................	»	30,1
Oxido de hierro..........	0,52.....	4,0
Arcilla..................	8,20.....	6,6
Agua y partes volátiles.	20,26.....	0,6
Pérdida..................	0,78.....	
	100,00	100,0

Comparando estos diversos análisis, y consultando por otra parte las propiedades generales de las materias sometidas á la operacion, se puede formar una idea bastante clara de los fenómenos que se producen. El sulfuro de zinc tiende á formar por la tostion gas sulfuroso, óxido de zinc y sulfato de zinc, cuando la temperatura no es bastanre elevada. Tal es el caso de la primera tostion. La presencia de la cal determina la formacion de cierta cantidad de sulfato de cal.

En la segunda tostion, las adiciones de carbon tienen por objeto el descomponer desde luego el sulfato de zinc. Ponien-

do demasiado carbon le convertiria en sulfuro de zinc; pero una porcion pequeña le trasforma en óxido de carbono, gas sulfuroso y óxido de zinc. A medida que este último queda libre, tiende juntamente con el que existia ya en la masa á unirse á la cal para formar un zincato de cal, cuya formacion es favorecida tambien por la presencia del carbon, que hace pasar el ácido sulfúrico del sulfato de cal producido en la primera tostion, al estado de gas sulfuroso y de óxido de carbono.

Por conclusion, debe quedar una mezcla formada esencialmente de zincato de cal, de óxido de zinc libre, de sulfato de cal y de algunas señales de blenda que han escapado á la combustion.

La adicion de la cal y la presencia de una cantidad considerable de esta misma sustancia, que queda libre á medida que el óxido de zinc se reduce, son unas circunstancias muy favorables para la reduccion total del óxido de zinc, que no puede, bajo estas influencias, formar con la sílice una combinacion que le preserve de la influencia del carbon.

2466.—*Tostion de la calamina.* La calamina exige tambien una tostion, ó al menos esta operacion hace su tratamiento mas productivo. Se concibe, en efecto, que para tostar la calamina es necesario una temperatura menos elevada que la que se necesita para destilar el zinc ó para reducir su óxido. Se advierte por otra parte, que el desprendimiento de ácido carbónico y de agua que se verifica en el momento de la tostion, son dos causas que se oponen á la introduccion del gas hidrógeno carbonado en las materias que se trata de reducir. Conviene por lo tanto el espulsar de antemano al ácido carbónico y al agua, y tanto mas, cuanto que el gas hidrógeno carbonado producido por el carbon, se desprende

al mismo tiempo que el gas carbónico y el agua de la mina cuando se emplea sin tostar.

Véanse la reunion de procedimientos á que se somete la calamina antes de su reduccion en los establecimientos mas recientes de la Silesia superior.

Los mineros separan en la mina la calamina de la calcárea, y tambien de la mayor parte de la arcilla que contiene.

Sin embargo, la calamina contiene todavía al salir de la mina muchas partes arcillosas que perjudican á la destilacion, y que se separan de ella por una esposicion prolongada al aire libre. Para esto se la dispone en pequeños montones de algunos quintales; se la revuelve de tiempo en tiempo, y la arcilla no tarda en separarse. Se aparta de nuevo esta calamina y se la quebranta en pedazos del grueso de un huevo de pichon. El desperdicio que contiene todavía algunas pequeñas partes de calamina, se pasa por una criba, y las mas gruesas se apartan á la mano. La calamina roja que contiene proporcionalmente menos arcilla, solo exige tres meses de esposicion al aire, y pierde cerca de 15 por 100 en esta preparacion. La calamina blanca, por el contrario, exige de nueve á doce meses de esposicion, y pierde lo menos 50 por 100.

Habiendo probado la esperiencia que la calamina calcinada se destila con mayor facilidad, y que produce 3 ó 4 por 100 mas de zinc, cuyas ventajas compensan con mucho los gastos de calcinacion, se somete á esta operacion preliminar la calamina apartada.

El horno de que se hace uso para este efecto está representado en la figura 1, 2 y 3, lámina 39.

a. Rejilla.

b. Puerta del fogon por donde se introduce el combustible.

c. Puente.

d. Interior del horno cuyo suelo está construido de ladrillos ordinarios.

e. Puertas del trabajo.

f. Canal que comunica á la chimenea.

g. Abertura de la bóveda del horno por la cual se introduce la calamina.

Cuando este horno se halla caliente al grado rojo, se ponen sobre la plataforma 1500 kilógramas (3270 libras) de calamina; un obrero los introduce en el horno, mientras otro los estiende en su suelo, por medio de un rastro que maneja, por cada una de las puertas. Cuando la carga se ha terminado se cierran estas puertas y la abertura superior. Cuando la calamina está caliente al grado rojo, se la remueve de hora en hora á fin de esponer nuevas superficies al efecto del calor, hasta que toda la masa haya adquirido este grado de calor, y que se hayan desprendido todo el ácido carbónico y toda la humedad que contiene.

Este punto se reconoce por la facilidad con que la calamina se deja quebrantar y por el color que toma, que debe ser pardo en la calamina roja, y rojo parduzco en la blanca; entonces se la retira por medio de los rastros, y el horno se carga de nuevo. En el intérvalo que queda entre cargar el horno y la estraccion de la calamina tostada, se va acumulando sobre la plataforma del horno nueva cantidad de calamina para la carga siguiente, y la que ha sido calcinada se quebranta en pedazos del grueso de una nuez.

De esta manera se hacen cuatro cargas en veinte y cuatro horas, es decir, que se calcinan en el mismo tiempo

60,000 kilógramas (130,800 libras) de calamina bruta, de la cual se retiran 36,000 kilógramas (78,480 libras) de calamina calcinada. Para obtener un quintal métrico (218 libras) de calamina calcinada son necesarios 165 kilógramas (359,70 libras) de calamina bruta, y un consumo de 20,5 kilógramas (44,690 libras) de ulla.

Reduccion del óxido de zinc.

2467.—Por medio de una destilacion *por descenso* ó *por ascenso*, como ya hemos dicho, es como el óxido de zinc, que proviene de las operaciones precedentes, pasa al estado metálico. En algunos ingenios se emplean como reductivos el carbon de leña ó el cokc; en otros se hace uso de la ulla en polvo. Parece que el empleo de este polvo debe ser mas ventajoso, porque pasando el carbon á los mas pequeños intersticios de la masa por medio de la fusion de la ulla, y formando por otra parte el gas hidrógeno carbonado que suministra este combustible una atmósfera reductora, favorecen á la completa y fácil reduccion del zinc, que por el carbon solo no se puede reducir sino por cementacion.

En Carinthia se emplea hace mucho tiempo la destilacion *por descenso*. La lámina 40, figura 7, 8, 9 y 10, representa el horno que se consagra á esta operacion.

Este consta de cuatro hornos de reverbero unidos, que comunican con una sola chimenea. *a*, *a*, *a*, *a*, los fogones; *b*, *b*, *b*, *b*, los suelos; *c*, *c*, *c*, *c*, puertas que sirven para cargar el horno; *d*, *d*, conducto que lleva la llama á la chimenea.

El suelo de estos hornos está formado por un enrejado de hierro. Cada abertura de este enrejado recibe un conductor

de tierra *n*, destinado á recibir el zinc. La reunion de estos conductores se iguala de manera que forman el suelo. Sobre estos conductores se coloca un cono inverso *p*, cerrado por la parte de arriba; este cono contiene la mezcla que se ha de reducir. La figura 10 manifiesta en *l*, el enrejado vacío; en *m*, el enrejado guarnecido del conductor; en *p*, *p*, dos casillas guarnecidas del conductor y del cono.

Cada suelo admite ciento sesenta tubos, pero las cuatro filas que se hallan mas próximas al fogon solo contienen tubos vacíos, cuya cocion se verifica durante la reduccion del mineral. La tercera parte de los tubos se degrada á cada operacion. La mezcla difiere para las diversas filas segun su mayor ó menor aproximacion al fogon.

	Para las cuatro filas cerca del fogon.	Para las dos siguientes.
Calamina tostada.............	1820 libras.	520
Carbon de leña...............	504	224
Sal marina...................	36	16
Agua cargada de 1|200 de potasa.....................	280	70

Las cuatro primeras filas comprenden sesenta y cuatro conos; las dos siguientes solo reciben veinte, porque se dejan algunos espacios libres.

En cada operacion se hacen marchar dos hornos reunidos, es decir, ciento sesenta y ocho conos. Se queman 72 metros cúbicos (3318,3080 pies cúbicos) de leña de haya. La operacion dura treinta ó treinta y seis horas. Suministra 800 libras de zinc que vienen á caer sobre las chapas de hierro *r*, *r*, en donde se recoge.

Siendo intermitente este sistema de fabricacion, ocasiona un gran gasto de combustible, y numerosas y frecuentes roturas en los tubos y conos que se emplean.

2468.—Por medio de la *destilacion por descenso* se obtiene tambien el zinc en Inglaterra en los ingenios de Bristol, de Birmingham y de Sheffield.

La calamina, de la cual se ha separado la galena por el apartado, se calcina antes de introducirla en los hornos de reduccion; esta operacion se practica en unos hornos de reverbero que tienen cerca de diez pies de longitud sobre ocho de ancho; el mineral quebrantado groseramente se coloca sobre el area del horno por capas de cerca de seis pulgadas de espesor. En algunos ingenios no se calcina, y la calamina quebrantada en pedazos del tamaño de un huevo de paloma, se mezcla con una parte igual en volúmen de ulla menuda.

Los hornos de reduccion, lám. 40, fig. 1, 2, 3, son rectangulares ó redondos; contienen seis á ocho crisoles. Los hornos circulares son los que presentan mayor facilidad para el trabajo; ordinariamente no contienen sino seis crisoles. Estos se introducen en el horno, demoliendo las pequeñas paredes *a*, *a*. Los crisoles destinados á sustituir á los que se rompen durante el trabajo, deben como en las fábricas de vidrio mantenerse al grado rojo antes de introducirlos en el horno. Para este efecto se los calienta en un horno compuesto de una arca, sobre la cual se coloca el crisol, y á cada costado hay un fogon pequeño. El trasporte y la colocacion se hacen por medio de un aparato montado sobre dos ruedas de hierro, representado en la figura 4.

Los crisoles están compuestos de una arcilla refractaria que se mezcla á partes iguales con un cimento de buena calidad de la misma arcilla, ó bien con despojos de crisoles

viejos. La duracion media de los crisoles es de cuatro meses. En su parte inferior tienen un agujero por el cual corre el zinc á los condensadores. Para cargarlos se empieza por tapar este agujero por medio de una pieza de madera que se carboniza bien pronto; pero el cilindro de carbon que deja este tapon es suficiente para impedir que la mezcla corra por este orificio.

El agujero de la cubierta se deja abierto unas dos horas despues de la carga, ó mas bien hasta que el color azul de la llama indique un principio de reduccion. A esta época se cierra con un tapon de arcilla refractaria; los tubos de chapa de hierro se colocan á continuacion de los condensadores y encima de los vasos de la misma materia destinados á recibir el metal; algunas veces estos vasos están llenos de agua para impedir al zinc que cae en ellos el que salte afuera. El cuidado de los obreros, durante todo el tiempo de la reduccion de la carga, es alimentar el fuego y desatrancar los condensadores, que algunas veces se obstruyen por el zinc que se reune en ellos con demasiada abundancia; para esto le funden por medio de una espiga de hierro encorvada á propósito, que introducen enrojecida por la parte inferior.

El zinc que se recoge en esta operacion está en forma de gotitas y de polvo muy fino; se halla mezclado con cierta cantidad de óxido; se le funde en una caldera de hierro; el óxido se reune en espumas á la superficie para volverlo á echar en los crisoles; y el metal corre á las rieleras.

Para descargar los crisoles al fin de cada operacion, se retira el condensador; el obrero rompe con un urgon de hierro el carbon que tapa el agujero del fondo del crisol, y entonces cae el resíduo; para que este caiga del todo se le agita por la parte superior del crisol. Para volver á colocar

el condensador se pone una pequeña banda de arcilla humedecida sobre el reborde que tiene en su parte superior, y se aprieta contra el fondo del crisol por medio de unas pequeñas espigas que están indicadas en la figura.

En quince dias se hacen cinco cargas; el consumo para ellas es de unos 6 á 10,000 kilógramas (13,180 á 21,800 libras) de calamina, y de 22,000 á 24,000 kilógramas (47,960 á 52,320 libras) de carbon. El producto en zinc es de 2000 kilógramas (4360 libras) aproximadamente.

Véanse algunos detalles sobre la construccion del horno que se emplea en esta operacion.

Figura I. Corte vertical del horno pasando por su eje. Este horno es circular; está rodeado por un cono que le sirve de chimenea; los agujeros *d*, *d*, practicados en la parte superior de la bóveda que está en forma de cúpula, permiten el paso del humo á la chimenea; por estos agujeros se llenan los crisoles, y jamás se cierran todos á la vez.

El obrero puede tambien por medio de estos agujeros dirigir la llama á una parte cualquiera del horno.

La chimenea cónica que envuelve todo el horno está provista de puertas que corresponden á los crisoles.

a, *a*. Son unos pequeños tabiques que se destruyen cuando conviene para hacer entrar y salir los crisoles; estos tabiques están formados por ladrillos que tienen un agujero por donde puede pasar una espiga de hierro, para levantarlos con comodidad cuando todavía están calientes.

b. Puerta del horno que se cierra con un ladrillo.

c. Cenicero en el cual puede entrar el obrero para limpiar las rejillas.

e, *e*, *e*. Conductos en el piso inferior que corresponden á los crisoles en el piso superior.

g, *g*. Pilas de recepcion de chapa de hierro, en las cuales se deposita el zinc.

h. Tubo cilíndrico de chapa de hierro que conduce al zinc á la pila de recepcion.

i. Condensador: este es un tubo de chapa de hierro ligeramente cónico, que tiene en su parte superior un pequeño reborde por el cual se aplica al crisol. Para fijarle en él se estiende sobre el reborde un pedazo de arcilla y se aprieta fuertemente contra el crisol, y á fin de mantenerle en esta posicion hay dos varillas de hierro *k*, *k*, que están fijas en la parte inferior del condensador por un boton, y que pasan por una pequeña pieza de hierro *m* que está empotrada en la pared; las varillas se aseguran con un tornillo de presion *n*; la figura 3, en la cual está representado el corte vertical del crisol, manifiesta bien la disposicion de este aparato, que sirve para apretar el condensador contra el fondo del crisol.

1, 2. Nivel del piso superior. 3, 4. Nivel del piso inferior.

Fig. 5. Plano del nivel 3, 4.

Fig. 7. Plano del nivel 1, 2. No se representa sino la mitad del plano.

Fig. 3. Corte vertical de un crisol, y del aparato que sirve para apretar al condensador contra el crisol.

Fig. 4. Aparato de ruedas para el trasporte de los crisoles calientes.

2469. En Silesia por el contrario, se sirven de la destilacion *por ascenso*. Allí se trata la calamina tostada de antemano. Esta destilacion se verifica en unas muflas de barro que se disponen en un horno de reverbero, y que comunican con un recipiente colocado á la parte esterior. Por lo regular se reunen dos hornos y se introducen las mas veces diez mu-

flas en cada uno. Las figuras 5, 6 y 7 de la lámina 39 manifiestan la construccion de uno de estos hornos en los establecimientos mas modernos.

a. Es el cenicero que está debajo de tierra y que comunica á la parte de afuera por un canal que sirve al mismo tiempo para dar entrada al aire y para sacar los pequeños pedazos de cokc que caen al través de la rejilla.

b. La rejilla que está formada por tres barras de hierro fundido de forma triangular, y sobre las cuales reposan las placas de hierro fundido que forman las paredes del fogon.

c. Abertura del fogon.

d. Fogon cuyas paredes construidas de ladrillos refractarios son verticales.

e. Bóveda formada de una masa compuesta de una parte de arcilla y de dos á tres partes de arena; esta bóveda se construye sobre un arco circular y se la dan de 8 á 9 pulgadas de espesor; construyéndola bien puede durar tres años.

f. Las muflas que están formadas de dos partes de arcilla refractaria, y una parte de muflas viejas. Una mufla dura ordinariamente seis semanas.

g. Plano de arcilla que forma la parte anterior de las muflas y que tiene dos aberturas, de las cuales la inferior sirve para limpiar las muflas, y la superior para recibir el cuello del recipiente.

h. Cuello por el cual el zinc en vapor pasa al recipiente.

i. Recipiente donde se condensa.

k. Aberturas para el desprendimiento de los humos y de la llama; hay cuatro de estas aberturas en la bóveda y cuatro en las paredes del horno. Por medio de estas aberturas pasa el calor, rodea las muflas y las calienta igualmente.

l. Paredes del horno que sostienen la bóveda.

La preparacion de las muflas exige una arcilla refractaria. Se seca esta arcilla, se la muele bien y criba, despues se la mezcla con una tercera parte de muflas viejas, molidas igualmente y cribadas. La mezcla se hace en seco, en seguida se humedece la masa, que se bate bien, y se la deja reposar durante ocho ó quince dias; luego se bate todavía muchas veces antes de emplearla. La preparacion de las muflas, á las cuales se las da una forma semi-elíptica, es por otra parte muy sencilla; siempre se hace á la mano; el obrero forma desde luego su basa sobre una plancha; despues eleva sucesivamente las paredes, dándolas el espesor de una pulgada poco mas ó menos.

La preparacion de los cuellos se hace tambien á la mano como la de las muflas; pero como no hay necesidad que estos sean refractarios, se emplea una arcilla roja comun, que se mezcla con una tercera parte de cascos viejos.

Cuando las muflas están secas es necesario cocerlas y enrojecerlas antes de pasarlas á los hornos de destilacion. El horno que se emplea para cocer las muflas está representado en las figuras 3 y 4.

a. Conductos que conducen el aire al fogon.

b. Fogon formado de ladrillos refractarios.

c. Interior del horno con un suelo de ladrillos ordinarios.

d. Pared de 18 pulgadas de altura que separa el fogon del suelo.

e, *e*. Tubos que atraviesan las paredes y sirven para el desprendimiento de los humos.

f. Puerta por donde se introducen las muflas, que permanece cerrada durante la cocion, por una puerta movible de hierro.

Cuando se introducen las muflas en este horno se las coloca sobre unos pedazos de ladrillo de 3 pulgadas de altura. Luego que están colocadas como lo manifiesta la figura, se enciende un fuego débil que se alimenta durante tres ó cuatro dias. Al cabo de este tiempo se aumenta el fuego, y se le sostiene de manera que produzca poco á poco el mayor calor posible; esto se verifica ordinariamente despues de ocho á diez dias de fuego. La salida de las muflas enrojecidas y su colocacion en los hornos de destilacion se hace de la manera siguiente. Despues de haber levantado la puerta, un obrero coloca unas barras de madera ó de hierro debajo de las muflas, por este medio las levanta un poco mientras otro obrero separa los ladrillos sobre que reposan; entonces se aproximan las muflas hasta la puerta del horno por medio de unos ganchos de hierro encorvados á propósito, y se las hace resbalar sobre una plancha mas larga que ellas cerca de cuatro pies. Un obrero toma esta plancha por la estremidad mas distante de la mufla, mientras que estos dos obreros llevan la otra estremidad por medio de una barra trasversal, y á fin de que estos dos obreros no sufran demasiado los rayos de calor que despide la mufla, se pone en cada costado otro obrero con una ligera pantalla de tablas delgadas que impiden al mismo tiempo el que se enfrien demasiado pronto las muflas.

Asi es como se cambian en el horno de destilacion las muflas que se inutilizan sin necesidad de detener el fuego.

Cuando las muflas se han trasportado al horno de destilar, que debe estar caliente de antemano, se cierran las caras anteriores de las muflas con unas placas de arcilla que se sujetan entre sus paredes por unos pedazos de ladrillos, y se cubren las junturas con una capa de arcilla arenosa.

En seguida se colocan los cuellos y sus tubos, y despues se cargan las muflas por medio de una pala larga y estrecha cuyos bordes están elevados, figuras 19 y 20.

En cada una se introduce medio quintal de calamina calcinada, que se ha mezclado de antemano con un volúmen igual, ó con cerca de 22 libras, del cokc menudo que cae por la rejilla del fogon al cenicero.

La mezcla de la calamina molida groseramente con el cokc, se hace en unas cajas separadas que se colocan cerca de los hornos. El ayudante llena las palas y el maestro las introduce en el horno. Las cargas se renuevan cada veinte y cuatro horas.

El horno se calienta con ulla; la corriente enérgica del aire que se establece por los canales subterráneos ocasiona una combustion rápida; la llama no solo se estiende en todo el interior del horno, sino que se lanza fuera por las aberturas de la bóveda hasta una altura considerable.

Por medio de esta temperatura tan elevada, el zinc que se encuentra en el estado de óxido en la calamina, se reduce por el carbon del cokc, y pasa al estado de vapor que se introduce por el cuello y baja al recipiente, en donde se condensa.

Como al principio de la operacion está todavía frio el cuello de las muflas, se condensa en él una parte del zinc y le obstruye; entonces es necesario limpiarle de tiempo en tiempo por la abertura superior, sin lo cual las muflas rebentarian bien pronto. En lo restante del curso de la operacion sucede lo contrario, porque la temperatura se eleva, el cuello se calienta, y una parte de los vapores de zinc llegan todavía inflamados al recipiente y se convierten en óxido.

En esta operacion se obtiene, pues, en el recipiente zinc

en forma de gotitas mezclado con óxido de zinc. En las muflas quedan ademas unos resíduos medio fundidos, que se deben separar antes de poner nueva carga. Esto se verifica por medio de un urgon que se introduce por la abertura de abajo de las placas de arcilla. Estos resíduos se desprecian. En general 100 quintales de calamina calcinada corresponden á 150 quintales de calamina bruta : exigen 33 quintales de cokc y 522 fanegas de ulla: producen 48 quintales de zinc y óxido, y 50 quintales de resíduos.

El zinc en gotitas mezclado con óxido que se ha obtenido de la destilacion, se debe someter á la fusion para purificarle y amoldarle en formas convenientes para el comercio.

Esta fusion se opera en unos crisoles de hierro que se suspenden en la bóveda de un horno de reverbero que tienen encima una placa de hierro, como lo manifiestan las figuras 11 y 12 de la lámina 40.

En estos crisoles cuyo diámetro y profundidad son de 12 pulgadas y que pueden contener de 2 á 3 quintales de metal, se funden cada doce horas hasta 15 quintales de zinc, con un gasto de 2 fanegas de carbon. Cuando la fusion está completa se saca el zinc con una cuchara á propósito y se pone sobre una placa horizontal de arcilla. El desperdicio en esta fundicion es cerca del 15 por 100. Esta pérdida es debida al óxido y á las materias estrañas que contiene el zinc bruto, como arcilla, calamina y carbon. Estos desperdicios contienen todavía 70 por 100 de zinc, y se vuelven á destilar con la calamina.

De aqui se sigue, que los 48 quintales de zinc bruto provienen de la destilacion de 100 quintales de calamina calcinada, y producen por la fusion 41 quintales de zinc puro; mas 7 quintales de escorias, que contienen todavía lo menos

4 quintales de zinc. Los 100 quintales de calamina calcinada producen por este método cerca de 45 quintales de zinc. Los 150 quintales de calamina bruta que corresponden á 100 quintales de calamina calcinada, contienen 68 quintales de zinc; se tiene, pues, una pérdida tal, que la calamina bruta que contiene 45 por 100, solo produce 30 por este procedimiento.

En cuanto al consumo de combustible es de cerca de 12 fanegas de ulla por cada quintal de zinc que se obtiene.

Los crisoles de fundicion de que se hace uso para la refundicion, no duran ordinariamente arriba de ocho dias; cada dia disminuyen mas y mas de espesor; y el zinc que se afina en ellos contiene siempre cierta cantidad de hierro que le hace poco á propósito para la laminacion. Por esta causa se ha practicado durante algun tiempo la fusion del zinc bruto en crisoles de arcilla; pero como la operacion marchaba con mayor lentitud, el gasto de combustible era mayor y menor la cantidad de zinc que se obtenia, fué preciso volver á los crisoles de hierro.

2470. En el ingenio de Kloster, donde se esplota la blenda tostada de Davos, se hace uso de un horno que está representado en la lámina 38, figuras 1, 2, 3 y siguientes. Este horno es enteramente análogo al que se emplea en Silesia, por lo cual bastará anotar aqui las diferencias.

Este horno se calienta con leña, y su fogon está por lo tanto dispuesto para este combustible. No tiene chimenea propiamente dicha: la llama se dirige á los hornos de tostion y se escapa por sus aberturas, como se practica en las fábricas de vidrio para preparar la frita.

Las muflas están colocadas en el horno y provistas de sus alargaderas como en Silesia. El zinc pasa al recipiente que

está colocado debajo, y el conductor y la mufla están cubiertos por una puerta de chapa de hierro.

La carga se verifica como en Silesia por medio de una pala larga, pero se dejan los resíduos en las muflas durante ocho dias. En veinte y cuatro horas se reducen 12 quintales de blenda tostada. La carga de cada mufla es de 12,5 kilógramas (27,250 libras) de blenda tostada, mezclada con la mitad de su volúmen de carbon. La destilacion dura doce horas.

El resíduo de la destilacion contiene:

Oxido de zinc.......	7,0
Oxido de hierro....	29,0
Sulfuro de hierro..	5,0
Sulfuro de plomo...	5,0
Cal..................	31,0
Acido sulfúrico.....	4,0
Carbon.............	2,0
Arcilla..............	14,0
	97,0

En Kloster se quema leña de abeto seca, y para la desecacion de la leña se emplea el horno representado en las figuras 9 y 10.

Las figuras 11 y 12 representan los hornos que se emplean en la cocion de las muflas.

2471. En fin, en Liege se sirven de un aparato de tubos cilíndricos colocados horizontalmente sobre una bóveda de ladrillos atravesada de agujeros para dar paso á la llama. Los cilindros están sostenidos por encima de la bóveda y envueltos por la llama. La mezcla se carga por una de las estremi-

dades del cilindro, el zinc se estrae por la otra. Se deposita en unos tubos ó alargaderas de hierro que se hallan adaptadas al cilindro principal. No se encuentra ninguna ventaja en condensar los vapores en recipientes mayores provistos de agua, como se practica en otros muchos ingenios.

Estos hornos contienen cuarenta cilindros, y producen mas de 2000 kilógramas (4360 libra) de zinc por semana.

Laminacion del zinc.

2472. Esta operacion que se miraba en otro tiempo como muy dificil de ejecutar, se practica sin embargo con buen éxito en muchos ingenios. Una fábrica de láminas de zinc, recien establecida en las cercanías de Gisors, por M. D'Arlincourt, suministra al comercio láminas de zinc de muy buena calidad. El zinc que emplean en esta fabricacion lo estraen de Silesia.

Para laminar el zinc bruto es necesario fundirle y amoldarle en placas. La fusion se ejecuta en unas calderas de fundicion dispuestas sobre un horno de reverbero, como se advierte en la lámina 40, figuras 11 y 12. Estas calderas, que son muy gruesas, se encuentran muy pronto atacadas por el zinc, y se convierten en una aleacion de zinc y de hierro. El zinc, por otra parte, se carga de un poco de hierro que disuelve. Se forman por lo tanto dos aleaciones; la una muy fusible y poco cargada de hierro compone la masa de zinc que se destina para la laminacion; la otra menos fusible y mas rica en hierro, adhiere á las paredes de la caldera, las penetra, y concluye por traspasarlas de uno á otro lado, dejándolas inservibles.

Esta última aleacion es muy dura y muy agria; asi, el

mayor obstáculo que se presenta para laminar el zinc consiste en la interposicion de algunos granos de este compuesto en las láminas. Estos granos no pudiéndose laminar se separan de la hoja, dejando un agujero que las inutiliza.

Las placas amoldadas se adelgazan desde luego en el laminador, calentándolas con precaucion de tiempo en tiempo en un horno de reverbero. Cuando adquieren un calor de 120 á 150 grados se vuelven á pasar por el laminador. Luego que están adelgazadas hasta cierto punto, se reunen de seis en seis ó de ocho en ocho, y se concluye esta operacion pasándolas reunidas por el laminador.

Por último, el zinc laminado se recuece en caso necesario para darle toda la ductilidad posible, se recortan las planchas y se introducen en el comercio.

Las recorteaduras se vuelven á fundir con el nuevo zinc, porque no podrian emplearse solas; la nueva adicion de hierro que tomarian en la refundicion las haria demasiado agrias.

La laminacion del zinc se practica con mucha facilidad cuando los cilindros y las placas se mantienen á una temperatura algo superior, á 100 grados. Cuando hay precision de interrumpir el trabajo es necesario volver á calentar los cilindros, pasando por ellos placas gruesas durante algun tiempo.

Los cilindros del laminador son de fundicion, y tienen 15 pulgadas de diámetro.

Comparacion de los diversos procedimientos.

2473. Para terminar el exámen de los diversos procedimientos que se emplean en la estraccion del zinc, nos falta compararlos entre sí bajo el punto de economía.

Para hacer comparables las cantidades de combustible, se espresará aqui, bajo el nombre de calorias, el número de litros de agua (1) que cada una de ellas elevará un grado, como lo propone M. Clement.

1.° En Bristol se emplean para obtener 100 kilógramas de zinc, 350 kilógramas de calamina.

1200 kilógramas de ulla=7,000,000 de calorias.

2.° En Silesia se emplean para obtener 100 kilógramas de zinc, 350 kilógramas de calamina.

1375 kilógramas de ulla=8,25000 calorias.

3.° En Carinthia emplean para 100 kilógramas de zinc, 334 kilógramas de calamina.

20,6 metros cúbicos de haya=8,230 kil.=24,70000 calorias.

4.° En Davos emplean para 100 kilógramas de zinc, 332 kilógramas de blenda.

16,7 metros cúbicos de abeto seco=5,000 kilógramas= 18,000,000 de calorias.

O bien, segun otra evaluacion,

11,1 metros cúbicos de abeto seco=3,342 kilógramas= 13,000,000 de calorias (2).

Asi, ademas de los inconvenientes tan numerosos que presenta el horno de Carinthia, por su intermitencia y la rotura que resulta de los conos, se advierte que consume tres veces mas combustible que los hornos ingleses ó silesianos.

El horno de Davos, segun su construccion, deberia aproximarse mas al horno silesiano, al cual se asemeja tanto bajo todos aspectos. Sin embargo, como la evaluacion mas baja

(1) Un litro equivale á 1,9828 cuartillos, ó dos cuartillos aproximadamente.

(2) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

pone todavía su consumo de combustible mas alto en la relacion de 2:3, es probable que algun defecto del tiro, debido á la disposicion horizontal de las chimeneas, hace en este horno amortiguada la combustion.

Entre el horno silesiano y el inglés es insensible la diferencia, y aun proviene en su mayor parte de las diferencias de calidad en las ullas que se consumen en ellos.

Cantidades de zinc producidas.

2474. Pocos datos tenemos sobre la cantidad de zinc que se introduce anualmente en el comercio; pero lo menos ascenderán á 30 ó 40,000 quintales métricos (6.540,000 á 8.720,000 libras). Véanse los paises en que puede apreciarse la produccion anual.

Carinthia	3,000
Inglaterra..................	6,000
Silesia......................	12,000
Bélgica.....................	8,000
	29,000

Pero esta cantidad puede aumentar mucho estando todos los ingenios de zinc en actividad.

La tabla signiente espresa las cantidades de zinc que entran en Francia para su consumo de algunos años á esta parte: tambien manifiesta el rápido aumento que ha recibido el consumo de este metal.

1818	Zinc..........	267,814	kilógramas
1819	Zinc..........	408,381	
1820	Calamina.....	199,930	
	Zinc..........	855,514	
1821	Calamina.....	255,935	
	Zinc..........	1057,148	
1822	Calamina.....	249,203	
	Zinc..........	794,441	
1823	Calamina.....	415,875	
	Zinc..........	836,960	
1824	Calamina.....	282,107	
	Zinc..........	927,886	
1825	Calamina.....	181,205	
	Zinc..........	1655,391	
1826	Calamina.....	77,035	
	Zinc..........	3640,916	
1827	Calamina.....	276,880	
	Zinc..........	1287,981	
1828	Calamina.....	174,227	
	Zinc..........	2428,441	
1829	Calamina.....	15,492	
	Zinc..........	1836,614	
1830	Calamina.....	121	
	Zinc..........	1653,621	
1831	Calamina.....	24,224	
	Zinc..........	2131,904	

El empleo del zinc se propaga cada dia mas, y su consumo aumenta con mucha rapidez. Tambien se puede juzgar de esta propagacion, comparando los productos de las minas de la Silesia superior en diversas épocas. Desde 1808 hasta 1823, el producto medio ha sido de 36400 quintales métricos (7935200 libras) de calamina entregada á la fundicion,

pero este producto ha sido mucho menor, en los primeros años de esta série, mientras que solo en la mina de Scharley ha ascendido á 1070000 quintales métricos (23326000 libras) en 1823.

CAPITULO III.

Tratamiento de los minerales de estaño.

1.° Nota *sobre la situacion, esplotacion y tratamiento del estaño, en el ducado de Cornouailles*; por M. de Bonnard. *Diario de minas* T. XIV, p. 443.

2.° Del ensayo *y del analisis de los minerales de estaño;* por M. Lampadius. *Anales de minas.* T. III, p. 207, 1.ª série.

3.° Noticia *sobre el descubrimiento del estaño en Francia*; por M. de Cressac. *Diario de minas*, T. XXXIII, p. 435.

4.° Noticia *sobre un nuevo descubrimiento de mineral de estaño en el Loira-Inferior*; por M. Hersart. *Diario de minas.* T. XXXV, p. 293.

5.° Relacion *sobre las investigaciones y los ensayos de la mina de estaño de Piriac;* por los señores Juncker y Dufrénoy. *Anales de minas.* T. IV, p. 21, 2.ª série.

6.° Sobre *la fundicion de los minerales de estaño en el Carnwall y el Devonshire*; por M. Taylor. *Anales de minas.* T. VII, p. 579 1.ª série.

7.° Noticia *sobre la situacion, la esplotacion y el tratamiento de los minerales de estaño de Cornouailles*; por los señores Dufresnoy y Elie de Beaumont. *Anales de minas,* T. X, p. 331, 1.ª série.

8.º MEMORIA *sobre las minas de estaño de Sajonia*, por M. Manés. *Anales de minas*. T. VIII, p. 499 y 837, 1.ª série.

9.º MEMORIA *sobre las minas de estaño de Geyer*; por M. Manés. *Anales de minas*. T. IX, p. 281, 1.ª série.

10.º ADICION *á la memoria sobre las minas de estaño de Sajonia*; por M. Manès. *Anales de minas*. T. III, p. 177, 2.ª série.

11.º NOTA *sobre el tratamiento de los minerales de estaño en Cornouailles*; por los señores Coste y Perdonnet. *Anales de minas*, T. VI, p. 21, 2.ª série.

2475. El estaño es uno de los metales cuya esplotacion presenta poca dificultad, por la naturaleza del compuesto que le suministra. Este metal se estrae solamente de su peróxido, por ser la única de sus combinaciones que se presenta en grande en la naturaleza. Si este óxido está puro, no se hace otra cosa para estraer el metal, que tratarle con carbon en un horno conveniente. Este caso se presenta muchas veces, aunque lo mas comun es tener que complicar la operacion para purgarle de las materias metálicas que alteran su pureza y su valor comercial. La facilidad con que se puede estraer el estaño cuando sus minas están puras, nos esplica su antigua introduccion en las artes. Este metal era ya conocido y se empleaba en tiempo de Moises. Las principales minas que se esplotan en nuestros dias en Europa, y las de Cornouailles, fueron ya esplotadas por los antiguos y formaban un ramo importante del comercio de los fenicios.

El óxido de estaño se encuentra casi siempre cristalizado ó en el estado cristalino, en los terrenos antiguos, y por lo comun en los granitos, los porfidos ó los squistos, en los cuales se encuentra en filones ó en montones.

En Sajonia por ejemplo, se encuentra ya en venas (Allemberg), ya diseminado en las capas de gueiss (Heitelberg), ó de cuarzo (Zinnwald), ó bien en filones muy numerosos en las rocas primitivas ó intermedias del Erzgebirge, en donde se pueden contar lo menos cinco formaciones diferentes, de las cuales la mas reciente está caracterizada por la presencia del cobre y de la plata. En todos estos filones se encuentra el óxido de estaño en unas rocas en que el cuarzo está mezclado ya con talco, ya con felspato, ó ya con mica. Por último en los valles contiguos á esta clase de localidades, se encuentra con frecuencia cubierto el suelo de guijarros de granito ó de chorlo-squistoso bastante ricos en estaño para poderse beneficiar.

El óxido de estaño que se encuentra en los terrenos de alubion suministra ordinariamente el metal mas estimado. Esta es por lo tanto una de las esplotaciones mas interesantes de este metal. En Cornouailles se encuentran alubiones de estaño, que se han esplotado hace muchos siglos. Los de las cercanías de san Austle son á la vez los mas estensos y los mas productivos.

Las Indias orientales suministran una gran cantidad de estaño. El que proviene de las minas de Banca y de Malacca es preferible para la tintorería, á causa de su pureza.

En Europa las minas mas productivas son las de la provincia de Cornouailles. Su producto anual es de 60,000 quintales, cuya cantidad no pueden producir todas las minas restantes de Europa reunidas.

La Sajonia y la Bohemia, suministran tambien cierta cantidad de estaño.

Tambien se esplotan minas de estaño, aunque solamente el de alubion, en la América meridional, en las provincias de

Guana-juato y de Guadalajara. La abundancia del mineral indica unos lechos muy considerables pero desconocidos todavia.

Preparacion y tostion del mineral de estaño.

2476. El mineral de estaño está siempre acompañado de rocas que forman su ganga. Estas rocas compuestas de silice, alumina, cal y potasa, formarian durante la fusion un vidrio susceptible de disolver á la mayor parte del óxido de estaño y de impedir su reduccion. Es necesario, pues, reducir el mineral á polvo por medio del bocarte, y separar por el lavado y la decantacion la mayor parte de la arena. Preparado el mineral de este modo, se encuentra al poco mas ó menos en el caso del estaño de alubion.

El trabajo no siempre es tan sencillo como parece, la mina está muchas veces mezclada con pirita cobriza, y en este caso su esplotacion se efectua con el doble objeto de obtener el estaño y el cobre. Este trabajo se empieza por separar á la mano y con el martillo la porcion de roca pura que se arroja, la mina de estaño que se aparta á un lado y la pirita cobriza que se reune en otra. Hay que advertir que este apartado deja siempre pirita cobriza en mas ó menos cantidad entre el mineral de estaño, esto es necesario tenerlo en cuenta para el tratamiento: tambien es necesario prevenir los efectos que producirá la presencia casi constante del tungstato de hierro y de manganeso (wolfram); la del hierro arsenical y la de diversos compuestos de hierro susceptibles de ceder este metal por la influencia del carbon.

La preparacion mecánica del mineral de estaño se compone, pues, de cierto número de operaciones, cuyo objeto es

muy fácil de comprender. Cuando el mineral lo permite se quebrantan los pedazos en fragmentos del grueso de un puño. Cuando la roca se resiste á la accion del martillo, se reune en montones que se tuestan durante cuarenta y ocho horas. Al segundo dia de esta tostion, se manifiesta un humo espeso y un olor arsenical muy fuerte. Despues de la tostion se pulveriza la mina perfectamente en el bocarte, y pasa luego á una máquina de lavar por cuyo medio se separan las partes ligeras de la ganga cuarzosa ó arcillosa, mientras que el estaño oxidado, el hierro sulfurado, el hierro arsenical, el óxido de hierro y el wolfram se precipitan reunidos. Entonces es necesario tostar de nuevo el mineral. Esta tostion tiene por objeto, el transformar el arsénico y el azufre en ácidos arsenioso y sulfuroso, y el hierro en peróxido. Una gran parte del cobre pasa al estado de sulfato: el wolfram y el óxido de estaño quedan sin alteracion.

2477. Véase como se practica esta operacion, segun M. Manes, en el establecimiento de tostion de Altemberg. Hay dos edificios de los cuales el uno contiene un horno de reverbero, un sitio para el combustible y un gran estanque para el servicio de los obreros; el otro destinado á recibir los vapores del arsénico no es otra cosa que una gran cámara de condensacion, lámina 42, figuras 5, 6, 7 y 8.

El horno de reverbero es un macizo en forma de pirámide cuadrangular, y está edificado en piedra de pórfido. El suelo de tostion está construido de ladrillos. Una pequeña pared de ladrillos le separa del fogon: la altura de esta pared es de 6 pulgadas. El fogon atraviesa todo el macizo, y recibe el fuego por los dos costados. Está colocado á 6 pulgadas sobre el suelo del establecimiento y no tiene cenicero ni regilla. En la parte anterior del suelo hay una campana de

chimenea, destinada á ventilar el espacio ocupado por los obreros. En este sitio está la puerta del trabajo, y en ella hay colocado un cilindro de hierro, sobre el cual apoya el obrero el urgon de hierro con que maniobra: tambien hay en este sitio una chimenea que comunica con un canal oculto que conduce los vapores al edificio vecino, en el cual se deposita el arsénico. El horno presenta en su parte superior un piso de las mismas dimensiones que el suelo; está destinado á secar el schlich que se quiere tostar, y en su centro hay una abertura por donde se hace caer el mineral al suelo de tostion.

El edificio de sublimacion está dividido en tres separaciones por dos tabiques intermedios, atravesados de aberturas por las cuales pasan los vapores de una á otra separacion. Aqui depositan en gran parte estos vapores, el ácido arsenioso que contienen. Sin embargo se advierte que arrastran todavia una cantidad notable de este ácido cuando se escapan por la chimenea al aire libre.

Cuando el schlich que se ha de tostar está cargado en el suelo, y el que se ha de secar está colocado en el piso superior, se enciende el horno y se dirige el fuego desde luego con suavidad, de modo que la llama no penetre en el suelo de tostion sino algunas pulgadas. Durante este tiempo se estiende la materia por medio de un urgon de hierro, cuya longitud es de 15 pies, y termina por un mango de madera de 4 pies de largo. El estender y secar la materia dura cerca de media hora.

A este tiempo se aumenta poco á poco el fuego; al cabo de tres cuartos de hora el arsénico empieza á manifestarse y bien pronto se desprende con abundancia. Entonces se agita contínuamente la materia, trayendo á la parte de delante la que

está en la de atrás y así recíprocamente. En el espacio de hora y media se halla desprendido ordinariamente todo el arsénico; y hácia el fin de este tiempo se advierte que se sublima un poco de azufre. A esta época la materia toma un fuego rojo claro; se la salpica de carbon en polvo, con una gran pala de hierro que se introduce en el horno; se agita la materia y el arsénico se desprende de nuevo, pero con menos abundancia que la primera vez. Entonces se activa el fuego, de modo que la llama se estienda por todo el suelo y espulse las últimas porciones de arsénico. Despues de una hora cesan los vapores; se disminuye poco á poco el fuego, que se sostiene todavia durante dos horas, agitando siempre la materia. A este tiempo se examina si la operacion está bien hecha. Si el schlich que se obtiene es de un hermoso pardo amarillento, sin mezcla de partes negruzcas ó rogizas, es señal cierta de que la operacion ha sido bien dirigida. Entonces se deja enfriar la materia hasta el dia siguiente; se la estrae del horno y este se vuelve á cargar con la parte que está preparada en su piso superior.

Las partes gruesas y las finas se tuestan separadamente; por lo regular se ponen 12 quintales de grueso y 13 de fino; la operacion dura generalmente seis horas para la tostion de las partes finas, y siete para las gruesas que están siempre mas cargadas de arsénico. En los dos dias, se queman poco menos de una cuerda (4360 libras) de leña en rajas. Se obtiene de tres arrobas á un quintal de arsénico, y la materia aumenta de un sétimo á un octavo en volúmen.

Los schlichs tostados se llevan á los avaderos. Esponiendo la materia al aire húmedo durante muchos dias, el sulfuro de cobre formado pasa al estado de sulfato que se puede disolver por medio de lavaduras, recogerle por crista-

lizacion, ó bien precipitarle por medio del hierro para obtener el cobre de cementacion.

Pasando al estado de peróxido, adquiere el hierro una densidad menor, y se le puede separar por lavaduras.

El wolfram, el estaño oxidado y una parte de la ganga, quedan en la materia que debe someterse á la esplotacion. Mas para que pueda considerarse como susceptible de una esplotacion económica, es necesario ponerla en disposicion que pueda suministrar 50 por 100 de estaño metálico, lo que supone lo menos 60 de óxido de estaño. Es muy raro el que el mineral de estaño se beneficie por el propietario de la mina; por lo regular se vende á los directores de las fábricas de fundicion, y entonces se fija su precio por un ensayo que se practica al efecto. Este se efectúa precisamente como un ensayo de hierro.

Se toma para esto un peso determinado de la materia; se coloca en un crisol brascado que se espone durante dos horas al fuego de un horno de viento ó á un fuego de forja. El calor debe graduarse para evitar que la fusion de la ganga no se efectúe antes de la reduccion del metal. Al cabo de hora y media, se supone que esta es completa, entonces se aviva bien el fuego, se funde todo, y se obtiene un boton de estaño y una escoria de la cual se estraen mecánicamente los granos de estaño que puede contener.

Por unos medios mas ó menos análogos se determina la riqueza y la pureza de los minerales que se van á fundir; en seguida se les mezcla de una manera conveniente para facilitar el tratamiento.

La tabla siguiente dará una idea mas clara de las operaciones indicadas anteriormente y del producto que suministran.

1.° Lavado en las tablas de percusion:

Mineral bruto..................	141,900
Schlichs grueso...............	629
Id. medio......................	321
Id. pobre......................	128
Id. bueno para fundir........	1,078
que produce de estaño...	513

2.° Lavado sobre las tablas cubiertas de tela:

Mineral bruto..................	147,900
Schlich grueso................	616
Id. medio......................	308
Id. pobre......................	102
Id. bueno para fundir........	1,026
que produce de estaño....	513

Esta tabla nos indica, que el mineral bueno para fundir forma al poco mas ó menos 1/140 de mineral primitivo: el resto queda separado por las lavaduras. Esta circunstancia esplica el por qué esta operacion, cuyos principios son tan sencillos, se halla sin embargo complicada aqui con tantos detalles, que no podemos tratar de seguirla. Es necesario dividir y subdividir continuamente los depósitos para evitar las pérdidas. La gran densidad del óxido de estaño, que es de cerca de 7,0, permite concebir tambien que las pérdidas

deben ser pequeñas cuando se opera con el cuidado conveniente. Reasumiendo los principios del trabajo mecánico de la mina de estaño observamos, que hallándose la mayor parte del óxido de este metal diseminado por la roca, es necesario reducir el todo á polvo muy fino para poder llegar á una separacion mecánica exactá. La gran densidad de óxido de estaño hace ésta separacion susceptible de una precision bastante grande. Si quedan algunos minerales metálicos que no haya podido arrastrar el lavado, se pueden volatilizar en gran parte por medio de una tostion que no ataca al óxido de estaño; en este caso se hallan el ársénico y el azufre: de otros se puede alterar la composicion ó su testura de manera que se disminuya su densidad, tales son el hierro oxidulado, el hierro sulfurado, etc.; en fin, otros pueden hacerse atacables por el aire húmedo, como la pirita cobriza que se trasforma despues de la tostion en sulfato por la accion del aire.

2478. En Inglaterra se ejecuta tambien la tostion en unos hornos de reverbero, que se hallan representados en la lámina 43, figuras 1, 2 y 3. La chimenea está precedida de dos tubos rastreros, en los cuales se condensan los vapores arsenicales. Se opera sobre 300 kilógramas (654 libras) de mineral; la operacion dura de doce á diez y ocho horas. Los detalles del procedimiento, la naturaleza de los productos y las operaciones subsecuentes, son tan semejantes á lo que acabamos de esponer, que nada nos queda que añadir.

Fusion del mineral de estaño.

2479. La fusion de los minerales de estaño se opera por dos métodos diferentes que están en relacion con su natura-

leza. El que proviene de las minas suministra un metal impuro que exige numerosas manipulaciones, y para el cual puede emplearse sin temor la ulla. Este se trata en un horno de reverbero. El que se obtiene de los terrenos de alubion produce un metal mucho mas puro; el mineral de esta clase no está manchado sino por algunos nódulos de hierro hematita muy fáciles de separar. Este se trata con carbon de leña á fin de evitar la produccion de azufre de la ulla ó del cokc, que se combinaria con el estaño obtenido.

La reduccion de la mina de estaño de alubion se efectua en los hornos de manga, y el único combustible que se emplea es el carbon de leña. Este método de fusion es estremadamente sencillo y probablemente el mas antiguo de todos, como parecen indicar los restos de hornos de construccion grosera que se encuentran algunas veces: en algunos de estos parece que solo se ha contado con el tiro para activar la combustion.

2480. *Fusion del mineral en hornos de manga en Inglaterra.*—Los hornos que se emplean en la actualidad son originarios de Schlakenwald en Bohemia, y han sido adoptados en la mayor parte de los ingenios. Estos son unos altos hornos bastante semejantes á los que se emplean para la fusion de la fundicion; tienen 4,92 metros (17,5644 pies) de altura, contados desde el fondo del crisol hasta la boca, que está colocada al principio de una chimenea larga y estrecha, interrumpida por una cámara en que se depositan los polvos metálicos arrastrados por la corriente de aire. Esta cámara no está colocada verticalmente encima del horno, lo cual obliga á dar una direccion oblícua á la parte inferior de la chimenea. El macizo del horno está edificado de ladrillos; forma un prisma de base cuadrada un poco mas estrecho que

alto; la boca, que es sensiblemente redonda, tiene $0^m,40$ (1,4280 pies) de diámetro. Se introduce en él alternativamente el mineral y el combustible.

El interior del horno está formado por un cilindro de fundicion colocado verticalmente y revestido de arcilla; presenta una abertura para el paso del viento. Esta abertura recibe una tobera, en la cual se introducen los cañones de dos fuelles; este conducto se halla á poca altura sobre el suelo del horno. El cilindro presenta al nivel de este suelo una escotadura, debajo de la cual se halla la pila de recepcion, que está colocada parte debajo del vacío interior del horno, y lo restante esteriormente. Al nivel del suelo hay una segunda pila de recepcion mayor que la primera, que se puede descargar por medio de una tagea ligeramente inclinada. Esta pila tiene cerca de un metro de ancho (3,57 pies) por $0^m,60$ (2,1420 pies) de profundidad. Por último, cerca de esta última pila hay otra que tiene cerca de $1^m,30$ (4,6410 pies) de diámetro, por $0^m,80$ (2,8560 pies) de profundidad, que sirve para el refinado. Todas estas pilas son de ladrillos ó de fundicion de hierro.

Este horno, que se emplea en Inglaterra para la fusion del mineral de alubion, recibe el mineral sin adicion de fundente y sin tostarle de antemano. Parece que se hace en él la carga sin regla bien fija, teniendo únicamente cuidado de mantener el horno bien lleno. A medida que el estaño se reduce corre á la pila de recepcion; las escorias se van separando asi que se forman.

Estas escorias se separan despues de haberlas quebrantado; las que contienen granallas de estaño se muelen, lavan, y el resíduo del lavado vuelve á pasar al horno de manga; las que contienen óxido de estaño vuelven á pasar al horno sin

preparacion; y por último, las escorias pobres se desechan.

El estaño pasa á la primera pila de recepcion, adonde queda en reposo durante algun tiempo. Allí se divide naturalmente en muchas zonas. El estaño puro pasa á ocupar la parte superior, y el que está aleado con otros metales se reune en el fondo de la pila. Se decantan las partes superiores; haciéndolas pasar á la pila de afinacion que se tiene caliente de antemano, y aun se mantiene un fuego moderado debajo de esta pila si es de fundicion.

Entonces se procede al afinado propiamente dicho, que tiene sobre todo por objeto el desembarazar al estaño de las escorias, ó polvos que se hallan mecánicamente interpuestos en su masa. Esto se consigue por medio de una ebullicion artificial, escitada por el carbon mojado ó la leña verde que suministran agua en vapor.

Se pone, pues, toda la masa en agitacion introduciendo en el metal fundido unos pedazos de carbon mojados ó de leña verde, y sujetándolos en el fondo de la caldera por medio de un bastidor de hierro. El agua del carbon ó de la leña se convierte prontamente en vapor, que elevándose al través del metal le hace parecer en una ebullicion rápida. Al cabo de tres horas se halla terminada esta operacion; entonces se levanta el bastidor.

Al baño se le deja en este estado de fusion tranquila durante dos horas; se separan las espumas ó nata que cubren su superficie, y el estaño que presenta entonces un resplandor brillante particular, se vierte en unos moldes convenientes, en los cuales toma la forma de panes bajo la cual se introduce en el comercio. Si todavía contenia algunos metales estraños, se encontrarán en el fondo; y esta aleacion se pondrá separadamente.

Algunas veces, sin embargo, se pone el estaño puro bajo una forma diferente. Se calientan los panes hasta un grado conocido, bajo el cual se hace el metal quebradizo; entonces se los sube á una altura considerable, y dejándolos caer desde allí al suelo se dividen en pequeños fragmentos de una apariencia particular, que llevan el nombre de *estaño en lágrimas*. Este aspecto característico del estaño en lágrimas es debido á una cristalizacion bastante regular del estaño que se verifica durante su solidificacion. En el momento en que se quiebra el pan los cristales se tuercen y deforman. Es probable que el estaño mas puro es el que produce los cristales mas voluminosos, lo que esplica la garantía que suministra esta práctica al comercio.

2481. *Fundicion del mineral en el horno de manga en Sajonia.*—Las minas de estaño se tratan siempre en Sajonia en un horno de manga por medio del carbon de leña. Las dimensiones de los hornos varían. Se ha observado por esperimentos practicados en grande, que los mas altos suministrán una cantidad mayor de estaño en un tiempo mas corto quemando tal vez un poco mas de carbon. Tal es por lo menos el resultado de las cuentas presentadas por M. Manés. Segun otros autores presentan, por el contrario, una economía de carbon. Pero sea como quiera, lo cierto es que se ha encontrado en este método de construccion una ventaja real que ha determinado su adopcion en todos los ingenios mejor dirigidos. El tratamiento se difiere por otra parte en su marcha del que se sigue en Inglaterra, y de consiguiente exige una descripcion particular.

Antes de entrar en esta descripcion debo hacer observar que aqui se trata de un mineral en roca, y que este mineral se divide por el lavado en dos productos principales. El uno

mas denso, bien sea por su riqueza en óxido de estaño, bien por el volúmen de los granos que le componen, toma el nombre de *schlich grosero*. El otro mas ligero, toma el de *schlich fino*. Estos dos productos se mezclan para la fusion en proporciones determinadas por su riqueza. Algunas veces se dividen los schlich en tres calidades, que se distinguen con los nombres de *grosero*, *medio y fino*, los cuales se mezclan igualmente para la fusion en proporciones convenientes. El objeto de estas mezclas, es el hacer las fundiciones lo mas iguales posible, ya sea para el producto, ya para la riqueza media del mineral. Las operaciones de fusion se hacen por este medio mas seguras. Resulta de esto ademas, que la naturaleza de las escorias, y su calidad relativamente al metal, son mas constantes, y que debe temerse menos el esceso de sílice que se podria encontrar si se practicara la fusion con una sola clase de schlich. En fin se obtiene por estas mezclas, una fusibilidad media de las escorias, que varia poco ó nada en las diversas operaciones. Todas estas precauciones son necesarias por la clase de tratamiento, que difiere del que se emplea en Inglaterra por medio de los hornos de reverbero, en que la temperatura es mas constante y la operacion continúa.

La lámina 42, fig. 1, 2, 3 y 4 manifiestan las principales disposiciones de la fundicion y de los hornos de Altemberg.

A, plano del grande horno; —B, plano del horno pequeño; —C, rueda hidráulica que pone los fuelles en movimiento; —D, fuelles; —E, cuarto de los fundidores; —F, departamentos para los schlichs y para el carbon. 1, macizo del horno; 2, chimenea; 3, crisol; 4, plano inclinado para las escorias; 5, recipiente de agua donde se reciben las escorias;

6, pila primera que recibe el metal fundido que viene del horno; 7, arca de epuracion; 8, pila de epuracion; 9, cámara de sublimacion; 10, mesa de cobre; 11, recipiente de agua para los carbones.

El grande horno que tiene catorce pies de altura, está construido de sienita porfírica de granos gruesos. El cubo interior esta formado de ladrillos refractarios en su parte superior, de piedra arenisca en su parte baja. La pila de recepcion se encuentra en el mismo horno. La forma de este depósito es oval, y se cubre con una capa de brasca pesada. En su parte inferior se encuentra el agujero de atravesar, que pasa la piedra que esta colocada de canto cerrando la boca del horno. El ojo construido en la cara anterior del horno se tiene cerrado en parte con arcilla durante la fundicion. En el momento de atravesar, ó dar salida al metal fundido, se abre enteramente para separar las escorias que adhieren á la pila de recepcion.

El viento se comunica por dos fuelles de cuero.

En frente del ojo y debajo de la pila de recepcion, está la pila de atravesar.

El estaño se hace pasar á esta desde la primera, por un agujero que tiene cerca de seis pulgadas de diámetro y que está ordinariamente cerrado por un tapon de arcilla. Esta segunda pila está formada de piedras de sienita.

A la izquierda del horno hay un pequeño espacio rectangular: este es el arca de depuracion y de fusion. Esta comunica con una pila de la misma longitud, de diez y ocho pulgadas de ancho, y dos pies de profundidad. En fin, á la derecha del horno se halla el plano inclinado, sobre el cual corren las escorias que se hacen pasar á un pequeño recipiente lleno de agua.

El sitio para cargar el horno se halla al costado derecho, está elevado tres pies sobre la boca del horno, y practicable por una escalera de piedra. La boca del horno está cubierta por una gran cámara construida de tablas y enlodada con arcilla; tiene veinte pies de longitud, doce de ancho y diez y seis de altura; esta cámara retiene el mineral en polvo, que arrastra con el humo el viento de los fuelles. El humo sale, despues de haber depositado este polvo, por dos aberturas cuadradas, situadas á una y otra parte del horno.

El pequeño horno para las escorias, cuya altura es de cinco pies, está construido con piedra de sienita-porfírica, su suelo es de brasca pesada y la forma de arcilla. Esta parte recibe los cañones de dos fuelles de cuero. Delante del ojo se encuentra la pila de recepcion, que esta socabada en la brasca y sale á la parte esterior del horno. Cerca de esta pila hay un recipiente de agua al cual se arrojan las escorias que sobrenadan en el baño metálico.

Cuando se trata de dar principio á una fundicion, se prepara el horno. Este trabajo consiste en mudar siete piezas, á saber: las cuatro piedras que forman las dos costeras, las dos piedras de la forma, y la de delante; ademas debe cubrirse la piedra del suelo de una nueva capa de brasca, hecha de cuatro partes de polvo de carbon y una de arcilla; cubrir las pilas de atravesar y de epuracion con una capa de arcilla, sobre la cual se estiende un poco de polvo de carbon.

Dispuesto el horno de este modo es necesario secarle. Para esto se llena la pila de recepcion de carbon inflamado; por la boca del horno se echan cuatro medidas de carbon tales que pueda durar su combustion unas dos horas; al dia siguiente se repite la misma operacion, y así se continúa du-

rante cuatro ó cinco dias, aumentando cada vez la cantidad de carbon hasta llenar el horno á la mitad la última vez, cuando se quiere empezar la fundicion.

Para la fundicion se mezclan partes iguales de schlich grueso y mediano y una cuarta parte de schlich fino; se quebranta el carbon al grueso conveniente, y se le introduce en un pequeño recipiente de agua, de donde se retira en seguida por medio de un rastro. Los pedazos menudos se ponen aparte y sirven despues de pulverizados en el bocarte, para formar la brasca que se necesita.

Luego que el horno está dispuesto, seco y pronto para la fundicion, se dá principio á la carga. Se ponen desde luego las escorias de un trabajo precedente, y en seguida se comunica viento. Cuando el horno está lleno de escorias, se empieza á cargar de mineral, y se aumenta el viento. Cuatro horas despues empieza á presentarse el estaño en la pila de recepcion; las primeras escorias producidas bajo la influencia de una temperatura demasiado baja, son muy ricas en estaño y deben volverse á cargar al momento.

Cuando el horno ha tomado una marcha uniforme, se carga sobre uno y otro costado á una tercia de distancia del costado de la tobera: este método lo consideran los fundidores como el mas ventajoso; sin embargo el cargador examina siempre la tobera antes de cargar, y segun que la nariz es demasiado larga ó corta, y que el calor tiene mas actividad de un lado que de otro, aleja ó aproxima las cargas al lado de la tobera, ó carga mas ó menos mineral al costado que lo exige la mayor ó menor temperatura. Cada vez que se carga, separa el fundidor las escorias que cubren al baño de la pila de recepcion, con el auxilio de un espeton que introducen por la abertura que hay practicada en la parte baja del ojo.

Estas escorias se hacen caer en el recipiente de agua que está debajo del plano inclinado y despues se cubre la parte anterior del baño con polvo de carbon.

Luego que han pasado veinte ó veinte y cuatro horas, partiendo desde el momento de las cargas del mineral, ó cuando ya se han introducido en el horno 10 quintales de schlich, el baño de recepcion se encuentra ordinariamente lleno; entonces se debe atravesar ó hacer pasar este mineral, á la primera pila. Primero se calienta esta y la de epuracion, con carbones gruesos inflamados que despues se amontonan en la area de epuracion, formando una altura de cerca de 8 pulgadas. El fundidor detiene los fuelles y descubre el baño, y mientras el cargador sostiene con urgones y palas las escorias y las cargas superiores, limpia la superficie y hace pasar el metal á la pila.

Cuando la pila de recepcion está vacía, separa el fundidor con un urgon todo lo que está adherido á sus paredes, é introduce por el ojo al fondo de la pila una porcion de polvo de carbon que aprieta con fuerza; el cargador levanta la regilla, vuelve á dar viento y carga.

El estaño corre á la pila de atravesar, se saca de ella con una cuchara, y se filtra suavemente sobre los carbones de el area de epuracion. El que pasa á la pila que está debajo de esta area, se saca en seguida y se le da la forma conveniente.

Cada diez y ocho horas se hace una colada; en este tiempo pasan 500 kilógramas de schlich y 250 de escorias en 18 á 20 cargas, se queman 3, 6 metros cúbicos (166,41540 pies cúbicos) de carbon y se obtienen 225 kilógramas de estaño y 25 kilógramas de escorias, que se emplean en las

cargas siguientes, en porciones de 4 kilógramas á la vez (1).

Asi que se ha cargado el schlich bueno, se cargan los schlich de las últimas lavaduras cuando los hay; pero de estos no se obtiene jamás tanta cantidad de estaño. En general, en una colada de estos residuos, cuya duracion es de quince horas, la cantidad de schlich que se emplea es de 600 kilógramas, el carbon quemado de 3, 6 á 4, 5 metros cúbicos y se obtienen 130 kilógramas de estaño.

Las escorias que se hacen pasar al recipiente de agua en la fundicion de estos diversos schlich, se retiran del recipiente, se quebrantan en pedazos y se ponen en montones separados. Como todavia contienen cierta cantidad de estaño, se vuelven á pasar al horno, tan luego como se han apurado los schlichs que contenia. Como las escorias son mas débiles que el mineral crudo, se repiten mas las cargas; de suerte que se estrae el mineral fundido cada veinte y cuatro horas al poco mas ó menos, y se obtienen de 1800 kilógramas de escoria, cerca de 240 kilógramas de estaño, con un consumo de 6, 6 metros cúbicos de carbon.

Las escorias que resultan de esta fundicion, son mas flúidas que las primeras, y corren por sí mismos sobre el plano inclinado. Aunque estas escorias no son tan ricas en estaño como las anteriores, contienen todavía bastante, y por lo tanto se recogen, se quebrantan en pedazos pequeños, y se vuelven á fundir en el horno pequeño.

Cuando todas las primeras escorias han pasado por el horno grande se suspende en este el trabajo, se limpia bien y arrancan todas las escorias que están adheridas á las pare-

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras, y el metro cúbico á 46,2265 pies cúbicos.

des de la pila de recepcion; del interior del horno se separan tambien todas las materias que se hallan pegadas á él y que se llaman restos del horno; todos estos resíduos se ponen aparte para tratarlos de nuevo.

El grande horno marcha ordinariamente ocho ó nueve semanas: en este tiempo se tratan cerca de 410 quintales métricos (89380 libras) de schlich, se queman 360 á 390 metros cúbicos (16641,5400 á 18028,3350 pies cúbicos) de carbon, y se obtienen por producto 205 quintales métricos (44690 libras) de estaño, de las cuales 15 poco mas ó menos provienen de la refundicion de las escorias.

2482. *Refundicion de las escorias.*—Las escorias aunque refundidas, no quedan apuradas de metal; siempre contienen cierta cantidad de estaño que puede estraerse, al menos en parte, por una nueva fundicion. Esta se ejecuta en un horno pequeño (figuras 1 y 4), conduciendo la operacion al poco mas ó menos como en el horno grande. La fusion se verifica tambien sin adicion de fundente.

Cinco minutos despues de haber empezado la carga aparecen ordinariamente las escorias en la pila; estas primeras escorias están poco líquidas y cargadas todavía de estaño, por lo cual deben volverse á introducir en el horno inmediatamente; poco tiempo despues empieza á correr estaño, escorias mas flúidas y unas natas pulverulentas que contienen muchos granos de estaño y están mezcladas con ceniza y con restos del horno; las primeras se estienden en la pila, se fijan en la superficie y se separan de cinco en cinco minutos bajo la forma de tortas, que se introducen en el recipiente de agua. Las otras que quedan siempre en la parte de la pila que está inmediatamente debajo del ojo se dividen en dos partes, de las cuales la una se vuelve á cargar, y la otra se

pone aparte para reunirla á los resíduos que se recogen del horno despues de terminada la operacion.

Cuando la pila está llena de estaño, se detienen los fuelles y se separan las escorias que sobrenadan en el baño. Las primeras se introducen en el agua, y las últimas mas ricas en estaño se vuelven á cargar inmediatamente. El estaño se saca de la pila con una cuchara, y se echa en la era de epuracion.

Las escorias que se reunen en el recipiente de agua se sacan de él para volverlas á introducir en el horno asi que se han apurado las primeras.

Una fundicion de 10,2 á 15,4 quintales métricos (1) de escorias, dura de diez y ocho á veinte horas; se queman 4,5 metros cúbicos (208,01925 pies cúbicos), y se obtienen cerca de 102 kilógramas (222,36 libras) de estaño. Los resíduos del horno y las escorias ricas que se han separado se reunen á los productos de la misma naturaleza que se recogen en el horno grande.

Durante la fundicion de los schlichs y de las escorias, se retiran muchos productos, que aunque bastante pobres, no deben desecharse todavía. Estos son:

1.° Los polvos de la cámara que cubre la boca del grande horno: este es un schlich mezclado con ceniza y con polvo de carbon. Este producto no exige otro tratamiento que un simple lavado sobre las tablas durmientes; se retira el schlich que contiene, y se añade al de una nueva fundicion.

2.° Las escorias que quedan sobre el arca de epuracion: estas son de naturaleza compacta ó escoriformes; contienen

(1) El quintal métrico equivale á 218 libras.

algunos granos de estaño y metales estraños. Estas se introducen en el horno grande ó pequeño con las cargas siguientes.

3.° Las escorias duras: estas son unas masas compactas, densas y pesadas que se forman de los diversos metales que se hallan unidos al estaño y que adhieren á las paredes de la pila de recepcion. Estas se introducen en el horno pequeño con otras escorias; se funden á la vez 18 á 20 quintales de esta materia con 9 á 10 de escorias, y se obtienen de 3|4 á un quintal de estaño. Las nuevas escorias que se forman son mas refractarias que las primeras, y ya no se puede sacar de ellas ningun partido ventajoso.

4.° En fin, los resíduos del horno. Los que provienen del horno grande contienen ademas las piedras arrancadas del horno, arcilla calcárea, estaño medio fundido, escorias, y unos granos de estaño que están unidos con fuerza unos á otros; estos resíduos son mas puros, mas ricos y mas fusibles que los que provienen del horno pequeño. Estos últimos consisten en piedras del horno, carbon y escorias muy difíciles de fundir.

Estos resíduos reunidos en cantidad bastante grande, se muelen y lavan en un pequeño departamento que está cerca del horno. La harina que resulta de la molienda se pasa por una criba sobre el agua, y queda sobre la cuba un producto de granos gruesos que está puro, y en la cuba otro mas fino que se recoge despues de haber pasado por las tablas durmientes. Estos dos productos se cargan reunidos al refundir las escorias.

2483. *Fusion de los minerales en el horno de reverbero.*—El mineral de estaño que proviene de las minas, suministra un metal impuro que exige numerosas manipulaciones,

pero puede emplearse la ulla sin temor alguno. En Inglaterra se le trata en unos hornos de reverbero.

Los hornos que se emplean para fundir la mina de estaño son los hornos ordinarios de reverbero, susceptibles de contener una carga de 600 á 800 kilógramas (1308 á 1744 libras) de mineral.

Estos hornos (lámina 43, figuras 5, 6 y 7) tienen un solo fogon. El suelo es de 3,3 metros (11,781 pies) de longitud, y 1,7 á 2,2 (6,069 á 7,854 pies) de ancho; la bóveda está muy rebajada; en su punto mas alto, que está cerca del fogon, solo se eleva á 0^{m},50 (1,7850 pies) encima del suelo. La rejilla, en la cual solo se quema la ulla, tiene cerca de 0^{m},7 (2,499 pies) de ancho, sobre una longitud algo menor. La altura de la chimenea no pasa de 8 á 10 metros (28,56 á 35,70 pies). El horno presenta tres puertas: una para el fogon, otra para la carga que está colocada al lado del suelo, y otra para revolver la masa fundida y hacer salir las escorias; esta está colocada á la estremidad del suelo opuesta á la del fogon debajo de la chimenea. El suelo es ligeramente cóncavo, y de su punto mas bajo *a* (figura 7) parte un conducto, que pasando por debajo de la puerta lateral del fogon, conduce á una pila de recepcion *b*, formada de ladrillos que está situada delante de esta puerta, ó á una caldera de fundicion que la reemplaza. Este conducto está tapado durante la fundicion con un tapon de arcilla ó de mortero de cal; solo se abre al final de la operacion para dejar correr el estaño.

Se prepara la carga mezclando el mineral con una cantidad de ulla seca en polvo, que varía entre 1/15 y 1/8 de su peso segun su riqueza. En algunos ingenios se añade una cantidad mediana de cal apagada, para aumentar la fusibili-

dad de la escoria. Se mezcla bien la masa y se la humedece con agua. Esta última precaucion hace la carga mas fácil y previene la dispersion del mineral, que seria arrastrado por el viento del horno antes que se principiara la fusion.

El calor que se emplea es muy fuerte, pero graduado.

Asi que la carga se ha concluido, se cierran las puertas, se enlodan sus junturas y se calienta el horno. M. Taylor imagina, que el punto interesante de la conduccion del fuego consiste en operar la reduccion del óxido de estaño, antes de la fusion de la escoria. Si esta se verifica demasiado pronto, se formará, segun este observador, un esmalte dificil de reducir, y se esperimentarán grandes pérdidas. Se le dá, en fin, un calor tal, que pueda poner la masa en fusion perfecta, y asi se la sostiene durante siete ú ocho horas. Entonces la fundicion queda terminada, y puede estraerse el metal fundido. Para facilitar la separacion del metal, se revuelve mucho la materia; al cabo de algunos instantes, se pueden separar las escorias de la superficie del baño, bien sea durante la colada del metal por el agujero de colar que se ha destapado, ó bien antes de destapar este agugero.

El método indicado por M. Taylor, se separa tanto de las observaciones hechas por los señores Juncker y Dufrenoy, en sus ensayos sobre la mina de estaño de Piriac, que infunde algunas dudas sobre su eficacia. M. Taylor considera como necesario empezar la fundicion por un fuego moderado; y estos dos ingenieros por el contrario, han hallado conveniente el comunicar desde el principio un calor suficiente para fundir el mineral: este método ha prevalecido en los ingenios ingleses mas modernos.

Los señores Coste y Perdonnet que han dado á conocer las nuevas formas de los hornos de reverbero, lámina 43,

figuras 8, 9, y 10, han visto ejecutarse en ellos el trabajo bajo las bases siguientes:

Se eleva desde luego mucho su temperatura, y tanto, que al cabo de una hora la materia se encuentra ya en fusion. Las escorias que sobrenadan en el baño se retiran de tiempo en tiempo; la masa se revuelve á menudo, y hácia el fin de la fundicion, se echa un poco de ulla seca sobre las escorias, para solidificarlas.

El metal se cuela en la pila de recepcion, y quedan sobre el suelo unas escorias esponjosas, que se tratan separadamente.

La esperiencia y la teoría concurren aqui para demostrar que el estaño se reducirá sin dificultad, siempre que el mineral contenga bastante silice para saturar las bases.

El estaño obtenido exige un tratamiento que se compone de una fusion y de una afinacion.

Despues de haber dejado reposar el metal en la pila de recepcion, para que las escorias tengan el tiempo necesario de reunirse á la superficie, se saca y amolda de manera que forme placas ó rieles que se ponen separadamente para un afinado subsecuente.

La escoria que se reune y solidifica bien pronto, se divide en tres clases; la que se separa primero es demasiado pobre para volverla á tratar. La que se recoge en seguida contiene algunos granos de estaño, y se somete á una lavadura. Por último, la que se reune á la superficie inmediata del baño metálico, y que contiene mucho metal, se somete directamente á una nueva fundicion. La segunda escoria molida y lavada, suministra un producto que se refunde en seguida; pero de esta fundicion solo resulta un estaño impuro, porque los granos que la escoria contenia se hubieran reunido al

baño general, si la presencia de un metal estraño no hubiera disminuido su fusibilidad.

No hay operacion de fusion mas fácil, ni que mejor se pueda esplicar que la que se hace sufrir á las minas de estaño. Solo dos cosas hay que practicar en el tratamiento de esta mina, á saber: descomponer el óxido y obtener una fusion perfecta de las tierras que le acompañan, para que el metal se pueda separar fácilmente.

La adicion de la cal contribuye á efectuar la fusion; la de la ulla determina la reduccion de la mina. La separacion del metál y de las tierras, se verifica durante la fusion, por la diferencia de su pesantez específica, el metal se precipita al fondo del horno, y las escorias vienen á flotar á la superficie del baño.

2484. *Refinacion del estaño bruto.* Las placas ó los rieles de estaño que se obtienen por este metodo de fusion, están mas ó menos impuros segun la calidad del mineral que se emplea: este estaño se somete á un refinado, bien sea en el mismo horno, cuando ha terminado la fusion del mineral, bien en otro destinado para este solo objeto.

En este último caso, los hornos que sirven para la refinacion del estaño (lámina 43, fig. 5 y 6) son iguales á los que se emplean para la fundicion del mineral, sin otra diferencia que en vez de la pila de recepcion de que hemos hablado, hay una pila de afinacion *c*, colocada al costado, á la cual pasa el estaño fundido por la canal *d*. Esta pila tiene cerca de 1^{m}, 3 (4,641 pies) de diámetro, y 0^{m}, 80 (2,8560 pies de profundidad; está construida de ladrillos ó reemplazada por una caldera de fundicion, bajo la cual se encuentra una regilla destinada á recibir el fuego: esta última disposicion parece preferible. Encima de la pila de afinacion hay un aparato giratorio,

por el cual pasa una varilla de hierro colocada verticalmente y susceptible de subir y bajar; esta varilla tiene en su estremidad inferior un bastidor de hierro igualmente, en el cual se pueden sujetar unos pedazos de leña que se hacen entrar en el baño metálico, colocando el aparato perpendicular á la pila, bajando la varilla y sujetándola en esta posicion.

Por la mayor densidad y fusibilidad del estaño con respecto á las materias que le acompañan é impurifican, se consigue la afinacion de este metal. Las sustancias que encierra el producto de la primera fusion, y que se deben separar de él, son el hierro, el cobre, el tungsteno, cierta cantidad de sulfuros ó de arsienuros, y unas pocas materias terrosas ó escorias.

Al horno de afinacion solo se le hace adquirir un grado de calor muy moderado, y las placas de estaño que se colocan en él deben fundirse por grados. El metal fundido corre á la caldera, que se mantiene caliente por medio de un fuego moderado debajo de ella. Por este procedimiento quedan en el horno las sustancias mas infusibles; este residuo consiste en una aleacion de estaño y hierro. Cuando la licuacion ha terminado se añaden nuevas porciones de estaño impuro, y asi se continúa, hasta que la pila de afinacion se encuentra suficientemente llena de residuo.

Entonces se deja correr todo el estaño, y despues se aviva el fuego hasta fundir el residuo que se recogen en otra caldera distinta. En el suelo del horno queda otro residuo infusible, que no sirve para nada. Ademas se obtiene la aleacion fundida que se mantiene en fusion tranquila. Esta se separa en dos capas, la superior es de estaño impuro que se puede tratar de nuevo, y la inferior, es una aleacion muy

agria, quebradiza, blanca y cristalina, de la cual no se puede sacar ningun partido.

Volvamos al primer producto de la licuacion; este exige otro tratamiento. Se le purifica de nuevo, removiéndole durante algun tiempo en la caldera. Esta operacion se efectúa por un hombre que coge con una cuchara el metal fundido y le vuelve á dejar caer sobre la caldera; esto lo verifica desde una altura tal, qne su caida puede agitar la masa fundida y ponerla toda en movimiento.

Cuando se ha terminado esta operacion, se espuma con cuidado la superficie, y se separan las impurezas; estas se componen de sustancias mas ligeras que el estaño, pero susceptible de quedar en suspension en el baño, sino se las desprende por el movimiento y se las hace pasar á la superficie. Estos son óxidos de estaño y de hierro que se vuelven á poner en el horno á medida que se forman.

En general todo el metal se cuela en los moldes de una sola vez, despues que se le ha agitado y espumado; pero el producto de las minas impuras y ferruginosas, puede exigir sin embargo, una preparacion á propósito para purgar al estaño de toda otra mezcla. Entonces se mantiene la masa en el estado de fusion en la caldera sin agitarla; por este medio se reunen en el fondo las partes mas pesadas que el estaño, y poniendo separadamente las últimas porciones de estaño que se encuentran próximas al fondo, el que se recoge á la superficie se encuentra en un grado de pureza muy grande. El baño metálico se divide por el reposo en diversas zonas; las superiores son las mas puras; las intermedias, contienen un poco de aleacion, y las del fondo están las mas veces tan impuras, que exigen una nueva refinacion, como si provinieran del mineral.

La última operacion consiste en echar en los moldes el metal refinado en el momento en que empieza á enfriarse. Los moldes son ordinariamente de granito y de dimensiones tales, que pueden contener piezas de estaño que pesan algunas veces 300 libras cada una. Sobre las marcas se pone el nombre de *estaño en salmones* al estaño ordinario, y la parte que se ha tratado con mas cuidado se distingue por el de *estaño refinado*.

Consumos.

1.° En un horno bajo de 6 pies de altura se consumen en Schlackenwald, en Bohemia, para obtener 100 kilógramas de estaño, schlich 250 kilógramas (1).

50 pies cúbicos de carbon de leña=230 kilógramas=1610000 calorias.

2.° En un horno de cubo de 15 pies de altura se consumen en el mismo departamento para obtener 100 kilógramas de estaño, schlich 240 kilógramas.

168 kilógramas de carbon de leña de la misma calidad=1176000 calorias.

3.° En el horno de manga se consumen en Inglaterra para obtener 100 kilógramas de estaño, mineral de alubion 150 kilógramas.

160 kilógramas de leña=1129000 calorias.

4.° En el horno de reverbero se consumen en Inglaterra para obtener 100 kilógramas de estaño, schlich 155 kilógramas.

175 kilógramas de ulla=1225000 calorias.

5.° En un horno de Altemberg de 15 pies de altu-

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

ra se consumen para obtener 100 kilógramas de estaño, schlich 216.

200 kilógramas de carbon de leña resinosa=1400000 calorias.

Parece, segun las indicaciones de los señores Coste y Perdonnet, que las perfecciones adquiridas recientemente en la marcha de la construccion de los hornos de reverbero ingleses, habrán disminuido de una manera notable el consumo del combustible.

6.° En Saint-Austle, en un horno de reverbero, se consumen para obtener 100 kilógramas de estaño, 142 kilógramas de ulla=994000 calorias.

7.° En Carvedras 100 kilógramas de estaño, 100 kilógramas de ulla=700000 calorias.

Estando sometidas las esplotaciones á pagar un derecho de entrada sobre la ulla, tienen verdaderamente un interés en ocultar su consumo efectivo; pero la concordancia que hay entre los diversos datos, permite creer que esta mejora es real.

Véase la tabla del consumo de estaño en Francia durante algunos de los últimos años.

1818....	369,556 kil.	=Cada kil. equivale á 2,18 libras.
1819....	495,517	
1820....	710,158	
1821....	631,813	
1822....	784,139	
1823....	807,599	
1824....	932,861	
1825....	999,578	
1826....	1765,428	

1827....	1099,592
1828....	1210,155
1829....	1208,727
1830 ...	833,443
1831....	858,019

Estos números espresan el consumo real de estaño en Francia, porque esta nacion no posee ninguna mina de este metal en esplotacion, aunque han encontrado mineral de estaño en Vaubry, en el Limousin, y en Pyriac en Bretaña.

CAPITULO IV.

TRATAMIENTO DEL ARSÉNICO.

2485. Aunque el tratamiento de los minerales de arsénico ha sido ya considerado de una manera general, sin embargo, la ligacion íntima que existe entre esta esplotacion, la del estaño y la del cobalto, nos empeña á entrar en nuevos detalles sobre este punto.

El arsénico se estrae siempre del ácido arsenioso. Este proviene de la tostion de los minerales arseniuros, tales como los minerales de estaño, de cobalto, y aun algunas veces de los minerales esplotados únicamente como arsénico. Este será el único caso que consideraremos aqui; los otros siguen necesariamente el mismo sistema de tratamiento una vez que se hallen convertidos en ácido arsenioso. Tomaremos como ejemplo el tratamiento del arsénico en Silesia.

La Silesia posee dos minas de hierro arsenical que se benefician en los ingenios de Reichenstein y de Altemberg: este mineral se emplea para la fabricacion del arsénico metá-

lico del ácido arsenioso, del rejalgar y del oropimente. El tratamiento en estos dos ingenios es al poco mas ó menos el mismo, aunque los minerales sean diferentes.

2486. La esplotacion de la mina de Altemberg cuenta mas de cuatrocientos años. El mineral se encuentra en ella en filon, en el thonschiefer y en el pórfido: este es el mispikel que contiene:

Azufre	20,65
Hierro..........	35,62
Arsénico........	43,73
	100,00

El mineral al salir de la mina se quebranta y separa en tres variedades. Los pedazos que contienen galena se ponen separadamente. Las tres variedades son:

1.° Mineral puro, *stofferz*.

2.° Mineral pobre, *pocherz*.

3.° Menudo, *grubenklein*.

Estas tres clases de mineral se reducen á schlichs por un bocarte compuesto de tres cajas que tiene cada una tres pilones; una sola rueda hace mover el bocarte y una tabla de percusion; esta sirve para lavar el schlich que sale del bocarte; los lodos se recogen y convierten en schlich muy fino en las cajas alemanas.

El stofferz produce despues de estas preparaciones.....	95 por 100 de schlich.
El pocherz..........................	33
Los grubenklein..............	30

2487. *Tostion.*—Los schlichs son conducidos á la fábrica y se los deseca sobre el horno de tostion. El tratamiento que se les hace sufrir para estraer el ácido arsenioso consiste en una simple tostion.

Esta tostion se ejecuta en un horno de mufla (lámina 44, figuras 1, 2 y 3) que consiste en un suelo plano un poco inclinado de atrás adelante y cubierto de una bóveda cilíndrica y rebajada, construida de ladrillos refractarios asi como el suelo.

La mufla tiene 10 pies de longitud por 6 de ancho, y descansa sobre el fogon que ocupa toda su longitud; desde los dos costados de la rejilla, y perpendicularmente al eje, parten muchos canales que abrazan á la mufla, y van á parar á dos chimeneas por medio de un canal comun paralelo al eje: estos canales sirven para circulacion de la llama, y están separados unos de otros por dos macizos de ladrillos que circulan igualmente á la mufla. Un obrero hace caer el schlich que se ha secado sobre el horno por medio de dos tolbas que embocan en la parte superior de la mufla; á medida que cae el schlich lo estienden con un rastro por todo el suelo de la mufla.

Las tres clases de schlich se tuestan separadamente; se cargan á la vez 7 1/2 quintales, se cierran las tolbas y se calienta el horno. El arseniuro se descompone: la mayor parte del arsénico se convierte en ácido arsenioso que forma unos vapores conocidos con el nombre de flores de arsénico; estos vapores pasan por dos canales que se hallan colocados en el fondo de la mufla, á unas cámaras de condensacion, siguiendo la corriente que marcan las flechas.

La tostion dura doce horas; el resíduo queda casi enteramente exento de arsénico. Se queman en veinte y cuatro

horas para la tostion de 15 quintales de mineral, cerca de 4 fanegas de ulla menuda. Este pequeño consumo de combustible consiste sin duda, en que el mismo mineral produce al tostarse cierta cantidad de calor que se utiliza en la operacion. Las cantidades de ácido arsenioso bruto obtenido, se evaluan en lo siguiente:

á 45 por 100 para el schlich de estofferz.
40 .... de pocherz.
33 .... de grubenklein.

Al cabo de cinco ó seis semanas se estrae el ácido arsenioso de las cámaras de condensacion; por lo regular se recogen sobre 300 quintales. El ácido arsenioso mas puro se encuentra en la cámara inferior; el que se reune en la cámara superior contiene azufre.

La estraccion del ácido arsenioso que se deposita en la cámara bajo la forma de harina, es una operacion delicada. Los obreros que la ejecutan se cubren la cara con una máscara de piel provista de unas ojeras de cristal. Se ponen ademas un vestido de piel cerrado con mucho cuidado por todas partes. Debajo de la máscara se coloca una esponja ó un lienzo mojado en la parte de las narices y la boca para purificar el aire que necesita la respiracion.

2487. *Refinacion.*—El ácido arsenioso se refina por sublimacion: para esto se hace uso de unos vasos de fundicion que tiene 2 pies y 5 pulgadas de altura, 1 pie y 10 pulgadas de diámetro y el suelo por estar mas sujeto á deteriorarse tiene 3 pulgadas de espesor. Cuatro de estos vasos iguales se colocan cada uno encima de un pequeño fogon, cuya llama va á parar á una chimenea comun. Estos fogones son cilíndricos

y están provistos de una regilla debajo de la cual se halla el cenicero. En cada uno de estos vasos se ponen 3 quintales y 1|2 de ácido arsenioso bruto ó impuro, en seguida se cubren con un cilindro de fundicion formado por tres piezas circulares que tiene cada una 1 pie y 3 pulgadas de altura. Sobre este cilindro hay un capitel cónico, que termina por un tubo de chapa de hierro, que va á parar á una cámara de condensacion. Se enciende el fogon que se alimenta con ulla; el ácido arsenioso se volatiliza, se condensa contra las paredes del cilindro y forma una capa de vidrio trasparente, de dos pulgadas de espesor; este vidrio es blanco hasta la altura de un tercio del cilindro; el que está á la parte superior es impuro, tiene un color parduzco y es necesario refinarlo de nuevo hasta tres ó cuatro veces.

El capitel y el tubo de chapa de hierro contienen flores, que se recogen al cabo de cierto tiempo.

Hácia el fin de la operacion, tienen los obreros la costumbre de levantar el capitel, porque dicen que se condensa mas arsénico en los cilindros: este hecho es tal vez verdadero, porque el aire frio que penetra en el aparato facilita la condensacion. Pero resulta de esta práctica una pérdida de arsénico, y un grave inconveniente para los obreros; porque el ácido arsenioso se esparce por la fábrica en forma de flores con grave perjuicio para la salud de los trabajadores, y se condensa dentro y fuera del edificio.

Despues de haber calentado los vasos durante doce horas, se deja caer el fuego y se abandona el aparato hasta el dia siguiente: á este tiempo se retira el vaso y las flores sublimadas. En esta operacion puede evaluarse la pérdida hasta 1|8, de suerte que de los cuatro vasos en que se cargan 14 quintales, se estraen cada dia 12 quintales y 1|2 de vidrio

de arsénico. Está pérdida es debida á las flores que se condensan en los tubos, cuya cantidad puede evaluarse á 3 libras por 100, á las otras flores que se esparcen por la fábrica y al resíduo que se encuentra en el fondo de los vasos. Este resíduo es negruzco y muy impuro; se le carga con los schlichs en el horno de tostion.

El vidrio se divide en puro é impuro: el primero se quebranta en pedazos gruesos y se coloca en toneles de la capacidad de 2 quintales. Estos toneles están revestidos interiormente de una tela embreada, para impedir la salida al polvo.

El vidrio impuro se somete á una segunda, tercera ó cuarta afinacion, segun su calidad. El consumo de combustible para los cuatro vasos en 12 horas es de 7 á 8 fanegas de ulla.

2488. *Reduccion.*—Esta operacion tiene por objeto el convertir el ácido arsenioso en arsénico metálico. Siendo muy pocas las aplicaciones que se hacen de este metal, se le prepara muy rara vez. Cuando se le quiere preparar, se toma un quintal de vidrio impuro y negruzco, del que se recoge en el fondo de los vasos, se le muele y mezcla con 2 hectólitros (0,359818 de fanega) de carbon de leña pulverizado igualmente; esta mezcla se introduce en unos vasos de fundicion y se la calienta con ulla; el óxido se reduce y el metal se sublima. Para está operacion se consumen 32 hectólitros (57,57088 fanegas) de carbon de tierra en pedazos gruesos y 1,32 hectólitros (2 y 1|2 fanegas de menudo).

2489. El mineral que se trata en Reichenstein se diferencia por su composicion del que se trata en Altemberg; este es un arseniuro de hierro, cuya composicion es:

Hierro...........	32,35
Arsénico........	65,88
Azufre..........	1,77
	100,00

Este mineral se encuentra en filon en el mica-esquisto. Las salvandas son de cal carbonatada; está mezclado con una gran cantidad de pirita magnética y de pirita amarilla en menor cantidad, con cobre sulfurado, con plomo carbonatado y con blenda. La ganga del mineral es la serpentina, acompañada muchas veces de tremolita y de asbesto. El mineral se encuentra ya compacto, ya fibroso y rara vez cristalizado. Se separa en dos partes que son, el *hierro arsenicado* pardo y el *hierro arsenicado blanco*; el primero es hierro arsenical diseminado en la pirita; el segundo es arseniuro de hierro; uno y otro se muelen y reducen á schlichs.

La tostion de estos minerales se practica en un horno que no difiere del precedente, pero que en vez de hacer caer el mineral tostado en el suelo de la fábrica, se le hace pasar por una abertura que tiene hácia la puerta del trabajo á una cámara donde se enfria; de esta manera no incomodan á los obreros los últimos vapores de arsénico que se desprenden.

Este residuo contiene $\frac{1}{40000}$ de oro. El mineral se esplotaba en otro tiempo por este metal. Ultimamente se ha tratado de beneficiar el schlich tostado con el mismo objeto, pero los esperimentos no han dado ningun resultado lucrativo.

En Reichenstein no se trata para estraer el ácido arsenioso sino el *hierro arsenicado blanco*, al mineral pardo se le convierte directamente en rejalgar, sin necesidad de tostar-

le de antemano. Se cargan 10 libras de schilch y 3 libras de azufre en unos tubos de tierra que se disponen en un horno de galera, que está provisto de tubos esteriores tambien de tierra, que sirven de recipientes. En cada tubo se obtienen 4 ó 5 libras de rejalgar. El horno contiene 11 tubos y consume 1,75 hectolitros (3,150 fanegas) de ulla en cada operacion que dura doce horas. El rejalgar bruto se purifica por fusion en una caldera de fundicion; se separan de él algunas escorias, que se tiene cuidado de quitar.

2490. Como en estos ingenios están los obreros constantemente espuestos á unos vapores mortales, tienen necesidad de tomar precauciones de régimen: las bebidas alcohólicas les son funestas. Todos los dias los distribuyen dos vasos pequeños de aceite de oliva; se los recomienda el que se alimenten con legumbres compuestas con mucha manteca; por último, toman poca carne y esa ha de ser lo mas crasa posible.

Durante los trabajos de la tostion y de la sublimacion, tienen un lienzo mojado al rededor de la boca y de la nariz.

El arsénico metálico, entra en la composicion de los perdigones; el ácido arsenioso sirve para fabricar diversos colores verdes, y el sulfuro de arsénico para formar las disoluciones de indigo. El consumo para todas estas aplicaciones es muy limitado, como lo indica la tabla siguiente, que manifiesta las importaciones hechas en Francia, en cuyo pais no se fabrica ninguno de estos productos.

	Arsénico.	Acido arsenioso.	Sulfuro de arsénico.
1818	»	»	28,231
1819	»	34,915	»
1820	10,469	49,819	18,631
1821	2,529	18,164	6,797
1822	3,257	30,443	6,266
1823	7,858	39,149	8,009
1824	7,857	68,871	541
1825	3,550	55,513	19,885
1826	8,610	61,251	20,221
1827	12,055	62,609	20,178
1828	10,204	81,426	13,599
1829	3,742	60,953	15,516
1830	2,317	66,347	14,884
1831	1,641	70,586	5,327

CAPITULO V.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE COBALTO.

2491. Los productos que los minerales de cobalto suministran al comercio no son ni el cobalto metálico, ni aleaciones de cobalto; son en general materias coloreadas en azul por las sales de cobalto que se emplean como color. Estos colores están formados ordinariamente por un vidrio con base de potasa, teñido por el silicato de cobalto. Se distinguen muchas variedades bajo los nombres de *streaublau*, *farbe eschel*. El primero es un producto que se emplea muy poco. El color (*farbe*) ó azul es el producto principal de estas esplo–

taciones. Estos productos se subdividen en numerosas variedades que se distinguen por letras del modo siguiente:

OU, ultramar comun.
MU, ultramar mediano.
FU, ultramar fino.
OC, azul comun.
MC, azul mediano.
FC, FFC, FFFC, azul fino, sobrefino, etc.
FE, eschel fino.
FFE, FFFE, FFFFE, eschel dos veces, tres veces, cuatro veces fino, etc.
OEG, eschel ordinario molido.
FOEG, eschel entrefino molido.

El ultramar es una variedad notable por su finura y la hermosura de su matiz; este producto no tiene de comun sino el nombre con el verdadero ultramar.

El azul de cobalto tiene un color tan intenso cuando menos como el del ultramar; pero su grano no es tan fino ni su tinta tan pura.

El azul eschel es menos coloreado que el ultramar falso, y se subdivide en variedades análogas.

Ademas de estos tres productos principales se fabrica tambien en las fábricas de cobalto el azul de Thenard y e óxido negro de cobalto; pero los procedimientos puestos en uso para su fabricacion están comprendidos en los que se han descrito al hablar del cobalto.

Ultimamente, cuando los minerales de cobalto contienen níquel se obtiene en estas fábricas un producto conocido bajo el nombre de *speiss*, muy rico en níquel, y que se

consagra en la actualidad á la fabricacion del packfongo.

2492. En los ingenios donde se tratan los minerales de cobalto no es el objeto de los trabajos metalúrgicos el obtener un metal puro, sino el de preparar un óxido de cobalto para mezclarle en las proporciones convenientes con las materias vitrificables, tales como la silice y la potasa, y obtener por la fusion de esta mezcla un vidrio de un hermoso color azul. Este vidrio reducido á polvo muy fino se espende en el comercio.

Un ingenio de cobalto, hablando con propiedad, es una fábrica de vidrio. Algunas veces, ademas del esmalte, introducen en el comercio los establecimientos de este género, bajo el nombre de *safra*, mineral de cobalto calcinado, que contiene ordinariamente mucha sílice, y que por una fusion ulterior produce un esmalte azul. No tenemos necesidad de hablar en particular de la preparacion de esta sustancia, puesto que no es otra cosa que un accidente de la del esmalte. En este lugar hablaremos sobre todo de la preparacion del vidrio azul de cobalto.

En una fábrica de este género es indispensable el tener á su disposicion cuarzo puro para obtener la sílice. Tambien es necesario proporcionarse potasa de la mejor calidad á fin de fundir la silice en un vidrio perfectamente limpio. Con respecto á los minerales de cobalto deben sufrir primeramente una preparacion mecánica muy escrupulosa en las localidades del apartado, molido y lavado, análoga á la que se practica en los talleres metalúrgicos ordinarios. Nos bastará echar una ojeada sobre estos trabajos preliminares y sobre los que les siguen, puesto que el tratamiento de los minerales de cobalto es muy limitado, y que la fabricacion del esmalte se puede comprender con facilidad por el que ya está

familiarizado con los trabajos de las fábricas de vidrio ordinarias.

Los minerales de cobalto contienen ordinariamente cobalto, arsénico, azufre, hierro, bismuto, y algunas veces níquel. De todas estas materias el níquel y el arsénico son las menos oxidables, y esta propiedad se aprovecha para la separacion del níquel.

Los minerales de cobalto se separan desde luego en fragmentos y se lavan en schlich. Para privarlos de una porcion de azufre y de arsénico se les somete á la tostion en un horno de reverbero que tiene en su parte superior una cámara de sublimacion; pero esta operacion no se puede practicar cuando abunda el níquel, porque el óxido de este metal altera la pureza del color azul que se trata de obtener. La tostion de los minerales se ejecuta por porciones de 3 á 5 quintales. En esta operacion pierden mucho de su peso.

Despues de tostados los schlichs se mezclan entre sí, y con el cuarzo y la potasa en las proporciones debidas; algunas veces para favorecer la fusion y para mejorar el producto, se añade á la mezcla bien sea arsénico sublimado en el estado metálico, bien resíduos de vidrios de cobalto de los obtenidos en las operaciones precedentes.

Cuando el mineral no contiene níquel, el principio de estas operaciones es muy fácil de comprender. Por la tostion se convierte el azufre en ácido sulfuroso, y el arsénico en ácido arsenioso que se desprende. El cobalto y el hierro quedan en el estado de óxidos; pero se forma ademas arseniato de cobalto ó de hierro. Estos óxidos y arseniatos que componen el mineral tostado se vitrifican bajo la influencia de la silice y de la potasa, y componen el vidrio azul.

Cuando el mineral contiene níquel se verifica la separa-

cion por medio de una tostion incompleta. El protóxido de cobalto es por otra parte una base mas poderosa que el óxido de níquel, y esta propiedad hace la separacion mas fácil todavía. Sometiendo á la accion de la sílice y de la potasa el mineral imperfectamente tostado, forma cuando la operacion está bien conducida, un vidrio coloreado por el cobalto y un arseniuro de níquel que se separa. Fácil es concebir que el arseniuro contendrá cobalto si la tostion no ha sido muy avanzada, y por el contrario, que el vidrio contendrá níquel si se ha prolongado demasiado.

Esta es la causa por qué no se tuestan las porciones de mineral muy ricas en níquel; es mas fácil determinar la dosis de cobalto que contienen añadiéndolas al mineral tostado en porciones mas ó menos considerables.

2493. El esmalte contiene, pues, silicato de potasa y de cobalto, y arseniato de potasa.

El arseniato de potasa se encuentra en el esmalte en una proporcion muy pequeña y variable que depende del modo con que el mineral ha sido tostado; este cuerpo no es esencial á su composicion, pero sí es cierto que tiene mucha influencia sobre la hermosura de su color. Ademas de sus partes constituyentes contiene tambien el esmalte, pero accidentalmente, una pequeña cantidad de hierro, de sílice, de plomo, etc. La mayor parte de los esmaltes contienen tambien óxido de níquel. Las materias que componen el azul de cobalto no están jamás en un estado de combinacion perfecta, porque sometiéndole á la accion del agua se obtiene, como se verá mas adelante, un producto ligeramente coloreado llamado eschel, que no es otra cosa que un silicato alcalino que contiene muy poco cobalto; las aguas de lavadura contienen tambien algo de alcalí libre.

La hermosura del color del esmalte depende de la adicion ó sustraccion de ciertas materias. En general, es necesario emplear las sustancias en el mayor grado posible de pureza. Se ha notado, por ejemplo, que los ácidos arsénico y arsenioso en la proporcion de 4 á 5 por 100, el ácido fosfórico en la de 6 á 9, y el zinc, el estaño, el antimonio y el nitro en muy pequeñas cantidades, realzan la hermosura del esmalte: mientras que el níquel, el plomo y el hierro pasando de la proporcion del 10 por 100, el bismuto, el borax, la sosa, las tierras alcalinas, la alumina, el felspato, la cal fluatada, el azufre, etc., debilitan ó ensucian la tinta si no se separan con precaucion. Segun esto, el éxito de la preparacion del esmalte depende, pues: 1.° de la pureza del óxido de cobalto: 2.° de la de la potasa y de la silice: 3.° de la justa proporcion de las sustancias que le constituyen. Como las primeras materias que se emplean no siempre son las mismas, es indispensable el hacer ensayos preliminares siempre que se hace uso de materias nuevas: mas adelante hablaremos de estos ensayos.

2494. Los trabajos que se practican en estas fábricas pueden dividirse en tres clases. La primera comprende las preparaciones preliminares, tales como la purificacion del cuarzo, de la potasa y la tostion del schlich. La segunda comprende las operaciones que se ejecutan para fabricar el vidrio: tales son la mezcla de las materias componentes y la fundicion de las mezclas. La tercera contiene las preparaciones que se hacen sufrir al vidrio de cobalto: estas son el molido, la mestura, el lavado, la desecacion, la pulverizacion y el tamizado.

Para formar la mezcla de las materias destinadas á la fusion, se procede antes de cada fundicion á un ensayo que

consiste en general en comparar los vidrios que se obtienen en pequeño con los modelos que se conservan con cuidado de los diversos matices y cualidades que se tratan de producir. Estos ensayos se practican sobre el mineral tostado. Esta tostion se hace en un pequeño escorificatorio que se coloca debajo de una mufla; en seguida se mezclan partes iguales de mineral tostado, de cuarzo y de potasa. Al mismo tiempo se hacen otras mezclas, en las cuales para la misma cantidad de mineral de cobalto entran dos, tres y cuatro veces mas de silice y de potasa. Estas diversas partes se colocan en otros tantos crisoles pequeños de arcilla refractaria, que se introducen en el horno de fusion; despues de un par de horas se retiran los crisoles del fuego, y se vierte la materia en el agua fria. Despues de molida cada especie de vidrio, se juzga segun el color del polvo si la operacion en grande promete ó no un buen resultado.

2495. Para preparar el cuarzo se le somete á la accion de un fuego de leña durante veinte y cuatro ó treinta y seis horas en montones que contienen muchos centenares de quintales; esta operacion hace perder á la sustancia su cohesion. Cuando el cuarzo se ha enfriado se le reduce al estado de arena fina, bajo la accion de los mazos del bocarte, con el auxilio del agua. La arena obtenida se somete en seguida á una nueva calcinacion en un horno de reverbero. Despues de fria la materia se la tamiza, y tambien la arena pura y fina que se obtiene y que debe entrar en la composicion del vidrio de cobalto.

Para economizar el combustible se practica ahora esta calcinacion en una especie de horno de cal. Este horno tiene una forma elíptica. Su gran eje tiene en el fondo 9 pies y 6 pulgadas, y en la parte superior tiene 12 pies y 4 pulgadas.

El eje pequeño tiene en la parte baja 4 pies, y en la de arriba 6 pies y 10 pulgadas. El corte vertical presenta un cono inverso. En la parte media de uno de los pequeños lados del macizo que rodea al horno, hay una puerta de 1 pie y 9 pulgadas de ancho, y de 2 pies y 9 pulgadas de alto que sirve para retirar el cuarzo despues de su calcinacion. El fondo del horno está provisto de un espacio cuadrangular con una profundidad de 3 pies, que hace las funciones de cenicero.

Se da principio por llenar este espacio de leña hasta el nivel de la puerta; despues se dispone sobre este lecho una capa de cuarzo en pedazos de 0m,2 á 0m,3 (0,714 á 1,071 pies) al poco mas ó menos, de modo que pueda formar una especie de bóveda. Esta primera capa se cubre con pedazos un poco mas pequeños hasta la boca, y sobre todo se cargan los fragmentos menudos. De una sola vez pueden cargarse 720 quintales de cuarzo. Cuando el horno está preparado de esta suerte, se le pega fuego y se abandona la operacion á sí misma. Para esta cantidad de cuarzo se consumen 11 toesas de leña ó mas; despues de treinta y seis horas la operacion se encuentra terminada. El cuarzo bien calcinado es perfectamente blanco, ó un poco amarillento cuando contiene óxido de hierro; por la calcinacion pierde toda su traslucencia; tiene un aspecto mate, y se deja desmenuzar fácilmente entre los dedos. Ordinariamente no se calcina toda la masa de una manera homogénea. Los pedazos que están en la parte superior y los que tocan á las paredes del horno no quedan calcinados lo suficiente. Despues del enfriamiento se descarga el horno y se procede al apartado. Los pedazos mal calcinados se ponen aparte y se cargan de nuevo en la operacion

siguiente. Se tiene cuidado de colocarlos en la parte superior del monton.

El cuarzo calcinado se quiebra en pedazos de 2 á 3 centímetros cúbicos (de 276 á 414 líneas cúbicas), y se le pasa al bocarte, donde molido con el agua se convierte en arena fina. La caja del bocarte es bastante profunda á fin de que la arena no se escape de ella sino cuando se halla en un estado de division muy grande. Las materias al salir de la caja van á depositarse á unos estanques practicados en el suelo de la fábrica, y se precipitan en ellos segun su grueso y su pesantez específica. De esta manera se purga la arena de las impurezas que puede contener, tales como el óxido de hierro, la cal y el óxido de manganeso, cuya presencia tendrá una influencia poco favorable sobre el color del cobalto. En esta operacion se hace llegar al bocarte una corriente de agua bastante poderosa; vale mas perder un poco de arena que dejar entre ella materias estrañas. Es necesario tener el cuidado de remover el depósito de los estanques con una pala para desalojar las impurezas que se habrán depositado en ellos. Despues de haber dejado que se precipite en el fondo completamente la materia, se estrae la arena de los canales, se la enjuga bien y seca hasta que no forme granos glutinosos entre los dedos.

Enjugada y seca la arena al aire se la somete á una nueva calcinacion que tiene por objeto el desalojar las últimas porciones de agua que contiene, y cuya presencia haria dificultosa la fusion del vidrio. El horno que se emplea para la calcinacion de la arena está dispuesto cerca del horno de fusion del vidrio de tal modo, que la llama que sale de este atraviesa al otro antes de perderse en la atmósfera. Esta dis-

posicion tiene por objeto, como se puede presumir, el economizar el combustible. Este horno que se representa en las figuras 1 y siguientes, lámina 45, es un verdadero horno de reverbero. La llama despues de haber corrido todo el horno se escapa por la chimenea que está sobre la puerta de cargar. La bóveda está un poco rebajada á fin de producir una temperatura mas alta. En este horno se cargan 10 quintales de arena que se esparcen con uniformidad por el suelo. De tiempo en tiempo se la remueve con un rastro de hierro, y despues de haberla hecho sufrir un fuego rojo oscuro durante tres ó cuatro horas, se la retira del horno y se la hace caer á una pila de piedra que se halla colocada debajo de la puerta. Allí se la deja hasta que se halle suficientemente fria para poderla pasar por un tamiz fino. El producto tamizado se conduce á unas cajas de madera, y se conserva para formar las mezclas con la potasa y el cobalto.

En las diferentes manipulaciones que acabamos de esponer, se pierden cerca de tres décimas partes en peso del cuarzo que se ha tratado; esta pérdida tiene lugar en la calcinacion, en la molienda y en el lavado; de modo que 100 quintales de cuarzo producen ordinariamente 70 de arena pura.

2496. La potasa se prepara tambien calcinándola y preservándola de la humedad. Siempre que se compra debe ensayarse para asegurarse de su pureza y de su grado alcalimétrico. Muchas veces la falsifican con arena fina, sulfato de magnesia, sal marina y sulfato de potasa. Antes de emplear la potasa es necesario carlcinarla fuertemente en un horno de reverbero, porque cuando ha estado mucho tiempo almacenada atrae la humedad del aire, que no solo impide el formar una mezcla íntima entre la arena y el mineral, sino

que tambien entorpece la fusion del vidrio. Se la somete por lo tanto durante un par de horas á un calor bastante fuerte; despues se la muele en seco y se hace la mezcla.

Preparacion de la safra.

2497. La safra, *saffera*, *saffra*, *safflor* ó *zafflor*, es el producto que queda despues de tostado el mineral de cobalto.

La tostion del schlich de cobalto es una de las operaciones mas importantes. Esta manipulacion preliminar se ejecuta sobre los minerales de cobalto despues de reducidos á polvo ó á schlich. Se efectúa separadamente sobre los schlichs ricos, pobres y medianos. Tambien se practica sobre las arenas cobaltíferas que suministra el lavado de los minerales. Estas arenas demasiado pobres para producir un vidrio bastante coloreado, se utilizan para la fusion y reemplazan con ventaja al cuarzo comun, puesto que contienen un poco de cobalto.

La tostion del schlich de cobalto se ejecuta en un horno de reverbero provisto de canales y de cámaras de condensacion para recoger el arsénico. Este horno representado en las figuras 5 y 6, tiene un suelo de ladrillo de 6 pies de longitud; este suelo es plano y rectangular, está cubierto con una bóveda que tiene 18 pulgadas de altura en su centro y un pie por los costados; el fondo de esta bóveda conviene con el suelo por una superficie encorvada. La puerta del trabajo tiene 3 pies y 4 pulgadas de largo, con 14 pulgadas de altura: al través de esta puerta hay una barra redonda de hierro sobre la cual se apoya el rastro con que se revuelve el schlich. En la parte posterior del horno y perpendicularmente á uno de sus grandes costados está colocado el fogon y

debajo el cenicero. El fogon es de ladrillos colocados de modo que dejan entre sí muchos espacios para el paso de las cenizas y para el tiro del horno: la llama del fogon sale por un orificio que comunica con el suelo, recorre la bóveda en toda su longitud, y se escapa por la puerta de cargar. Esta puerta está cubierta con una cavidad que tiene dos salidas; la una mas próxima al horno conduce los vapores y los humos á un canal que se halla colocado encima del horno y que se prolonga fuera del edificio: la otra comunica con una chimenea provista de un registro que sirve para conducir fuera los vapores que no han penetrado en el canal de condensacion. Este, cuya longitud es de 144 pies, desemboca en una cámara de muchos pisos, en los cuales se depositan los vapores de ácido arsenioso. En la parte alta del edificio hay una pequeña chimenea que conduce á la atmósfera los últimos vapores de arsénico y de ácido sulfuroso que no se han condensado. El canal largo está construido de mica-esquisto lo mismo que el horno, y tiene algunas aberturas laterales que sirven para retirar el ácido arsenioso. La tostion de los schlichs no se ejecuta, para mayor precaucion, en Querbach sino durante el invierno; en esta estacion están los campos cubiertos de nieve, los vapores arsenicales no pueden por lo tanto perjudicar á la vegetacion, y la baja temperatura que reina entonces facilita su condensacion.

Se da principio por calentar el horno durante cinco ó seis horas, despues se cargan 3 quintales de schlich, que se tiene cuidado de humedecer un poco para impedir el que el polvo muy fino sea arrastrado por la corriente que se verifica con el tiro de la chimenea. Luego se distribuye con igualdad el mineral sobre el suelo del horno por medio de un rastro de hierro; la capa de mineral que se forme puede tener de 5

á 6 pulgadas de espesor. Se aumenta un poco el fuego, y en el instante se elevan de la superficie una porcion de vapores blancos debidos á la volatilizacion del agua, del arsénico y del azufre. Durante las seis primeras horas se economiza el fuego á fin de que el schlich no se aglutine. Cuando se separa una parte del arsénico y del azufre se aumenta el fuego, activándole hasta llegar á su maximum. Despues de diez y seis, diez y ocho y lo mas veinte y una horas se encuentra terminada la operacion. Para favorecer el desprendimiento de las materias volátiles, se revuelve el schlich con un rastro de hierro, cuyo mango reposa sobre el cilindro de hierro movible que se halla colocado al través de la puerta; el obrero presenta tambien sucesivamente todas las partes del mineral á la accion del aire y de la llama. Esta manipulacion se repite siempre que el desprendimiento de vapores disminuye, es decir, cada media hora al poco mas ó menos. Cuando ya el schlich no deja desprender nada y se encuentra bien enrojecido, se da por terminada la operacion; entonces se le retira del horno. Antes de volver á cargar cierta cantidad de mineral, se da lugar á que el horno se haya enfriado hasta el grado rojo sombra, porque de lo contrario el fuego seria demasiado vivo, y el schlich se aglutinaria. Pára tostar 3 quintales de schlich se quema toesa y media de leña de abeto. Los productos que se recogen son el ácido arsenioso que se condensa en los canales dispuestos para este efecto, y cuya cantidad asciende para el schlich de buena calidad á 25 ó 30 por 100; el otro producto es el schlich tostado que contiene al óxido de cobalto con el óxido de hierro, una pequeña cantidad de arseniatos de estos metales con los óxidos de plomo, de titano, etc.

Ya hemos visto que se utiliza en la preparacion del azul

de cobalto el cuarzo impregnado de mineral que se encuentra en la mina. Este cuarzo se pasa por el bocarte y se tuesta. Para esto se mezcla medio quintal de schlich sin tostar con un quintal de cuarzo cobaltífero, que se carga en el horno de tostion. Esta mezcla se somete á las mismas manipulaciones que el schlich ordinario; la operacion solo dura diez y seis horas, al cabo de las cuales se retira el schlich del horno.

El schlich y el cuarzo tostados pasan despues del enfriamiento al tamiz; el polvo se conduce al almacen, y las partes groseras que quedan sobre el tamiz pasan otra vez al bocarte en seco, y despues se tuestan de nuevo. En general se ha observado, que en la tostion pierde el schlich de primera calidad 50 por 100, el schlich comun 40 por 100, y el cuarzo cobaltífero 6 por 100.

Preparacion del esmalte.

2497. El esmalte azul se obtiene por la vitrificacion de la zafra, preparada como acabamos de esponer.

La mezcla destinada á formar el vidrio de cobalto se hace siguiendo unas proporciones muy diversas, que difieren en cada fábrica segun la naturaleza del mineral y del esmalte que exige el comercio.

La mezcla para el vidrio de los colores O E G y F O E G, está formada como sigue:

2 1/2	quintales	de schlich ordinario tostado.
2		de mezcla tostada formada de schlich y de cuarzo cobaltífero.
20		de arena.
3 1/2		de eschel (vidrio poco coloreado que proviene del lavado del esmalte).
10		de potasa.
38	quintales.	

La mezcla para el esmalte M E, M C y F C se compone del modo siguiente:

2	quintales	de schlich tostado de primera calidad.
5		de arena.
2		de eschel.
4		de potasa.
13	quintales.	

La mezcla de estas materias se ejecuta en una artesa de madera bastante larga y ancha que tiene 2 pies de profundidad: las materias se introducen en ella por porciones, poniendo alternativamente un lecho de arena, otro de schlich y otro de potasa; cuando se han introducido sucesivamente todas las materias, se las remueve con una pala hasta que todas las partes queden mezcladas íntimamente. La materia está entonces á propósito para someterla á la fundicion.

2498. Antes de describir la fundicion del vidrio de cobalto y el horno que se emplea para esta operacion, diremos algunas palabras sobre la fabricacion de los crisoles ó vasos en que se practica esta operacion.

Estos vasos no se deben fundir ni vitrificar por la elevada

temperatura á que se los espone. Esto se consigue empleando en su confeccion una arcilla refractaria que no contenga cal, y mezclándola con una proporcion conveniente de cimento.

La mezcla que se destina para la fabricacion de estos vasos se compone de dos partes de arcilla cruda y una de arcilla cocida ó cimento. Se introduce todo en una artesa, se dilata en un poco de agua y se amasa de modo que forme una pasta homogénea y bastante espesa para poderla amoldar. El crisol se deseca desde luego al aire, y se termina su desecacion calentándole gradualmente hasta el grado rojo en un horno que está destinado para este uso. Cuando se humedece demasiado la arcilla que sirve para fabricar los crisoles, no tiene la compacidad conveniente y se cuartean al secarse. Cuando no se han secado completamente al aire y se los introduce en el horno de cocion, se abren tambien y no pueden servir. El modo de amoldar los crisoles influye tambien mucho sobre su duracion; el mejor procedimiento consiste en batir la arcilla alrededor de un centro cilíndrico cercado por otro cilindro de manera que quede entre este y el del centro un espacio igual al grueso que se quiere dar al crisol. La arcilla se va acomodando poco á poco por pequeñas porciones y con la mayor uniformidad posible. Los crisoles son un poco cónicos, teniendo su mayor diámetro por la parte de arriba. Su altura es de un pie y 6 pulgadas, igual longitud de diámetro superior, un pie y 2 pulgadas de diámetro inferior, y 2 pulgadas de grueso.

El horno donde se termina la desecacion de los crisoles está construido como los que se emplean para este uso en las fábricas de vidrio. Este horno es semejante á los de tahona: su bóveda es rebajada y puede contener seis crisoles á la vez.

Cuando están desecados al aire lo suficiente se los introduce en el horno, y se dejan en él cinco ó seis dias, durante cuyo tiempo se va elevando gradualmente la temperatura hasta llegar al grado rojo blanco. En este estado se conducen los crisoles al horno de fusion, como diremos mas adelante. Cada crisol contiene al poco mas ó menos 3 arrobas de materia, y su duracion ordinaria es de siete á ocho meses.

2499. El horno en que se opera la fusion es un horno ordinario de vidrio: su forma es unas veces circular como en Schneeberg, en Sajonia, en Querbach y en Silesia: y otras es rectangular, como en Schwarzenfels y en Hesse.

En general, un horno semejante contiene ocho crisoles que se distribuyen sobre las banquetas del horno alrededor de la rejilla en que arde el combustible. En frente de cada crisol hay una boca ó abertura como en las fábricas de vidrio. Al nivel del fondo de cada crisol hay otra abertura que permite alcanzar este vaso con un instrumento á propósito.

Véanse como ejemplo algunos detalles sobre el horno de fusion de Querbach:

La parte que se encuentra debajo del suelo de la fábrica está formada de un macizo de fábrica, y este atravesado por dos canales que se cruzan y que tienen un pie de profundidad sobre 2 de ancho. Estos canales corren por toda la longitud del horno y facilitan el desprendimiento de la humedad. Están cubiertos de piedras planas sobre las cuales reposa el cenicero. Este ocupa toda la longitud del horno; está provisto de dos puertas que se encuentran en las partes opuestas; su altura es de 2 pies y 2 pulgadas, y su ancho de un pie y 8 pulgadas: está cubierto por una bóveda plana formada de piedras refractarias, y atravesada por cinco aberturas trasversales que hacen el oficio de rejilla. Encima de esta

bóveda se halla el fogon que ocupa tambien toda la longitud del horno: este tiene un pie y 4 pulgadas de altura y el mismo ancho que el cenicero. Está cubierto por una bóveda cimbrada, cuya parte superior es plana y forma el suelo del horno. En el centro de este suelo hay una abertura circular de cerca de 2 pies de diámetro que sirve para introducir la llama del fogon en el horno. El suelo es circular y puede contener seis crisoles: está cubierto por una bóveda hemisférica formada, asi como todo el interior del horno, de ladrillos refractarios. Esta bóveda se apoya sobre seis pilares, dos grandes y cuatro mas pequeños; los dos primeros contienen las puertas del cenicero y del fogon: los últimos hacen cuerpo con el suelo. Entre estos pilares hay dos aberturas de 2 pies de ancho que sirven para introducir los crisoles en el horno, y que se cierran con unos ladrillos durante la fundicion, teniendo cuidado de dejar un registro para examinar los crisoles. Encima hay seis aberturas de 9 á 10 pulgadas de ancho que sirven para cargar y descargar los crisoles. La altura total del horno desde el suelo hasta la llave de la bóveda es de 4 pies y 6 pulgadas, y el diámetro interior del horno es de 6 pies.

A las inmediaciones del horno hay tres artesas de madera, en las cuales se coloca la mezcla que se ha de fundir y el vidrio fundido; cerca de estas artesas hay tambien una pila llena de agua corriente, en la cual se vierte el vidrio al salir de los crisoles.

Los útiles que se emplean para estas operaciones, son unas cucharas de hierro llamadas de carga que tienen un mango largo de hierro, y sirven para introducir la mezcla en los crisoles; su forma es un paralelopípedo que tiene 2 pies de longitud, 6 pulgadas de ancho y otro tanto de profundi-

dad; unas cucharas de hierro para sacar el vidrio de los crisoles: la forma de estas es circular: tienen 8 pulgadas de diámetro y 3 de profundidad; por último, unos urgones de hierro para trabajar en el horno.

2500. La operacion se principia por calentar el horno con precaucion durante muchos dias; en seguida se introducen y colocan los crisoles. Si son nuevos se empieza por espolvoréarlos con polvo de vidrio azul á fin de que se cubran interiormente de barniz de este color.

Cuando los crisoles son ya usados se cargan regularmente, por el auxilio de una pala, con un quintal de la mezcla indicada anteriormente, por la abertura que corresponde al crisol.

Cuando el horno está en el grado conveniente de actividad, la fusion de la primera carga de materia se verifica en ocho horas; durante las cinco primeras aviva el obrero el fuego de un modo conveniente; durante las tres últimas revuelve la materia muchas veces en los crisoles con un útil de hierro caliente al grado rojo, para quebrar la costra que se forma en la superficie.

En Querbach solo se cargan en cada crisol 3 arrobas de mezcla, lo que hace para los seis crisoles 4 1[2 quintales. Los crisoles nuevos se cargan por primera vez con eschel, á fin de barnizarlos por su interior, para impedir el que absorban el vidrio. Asi que se ha introducido la materia en los crisoles se cierran las aberturas de cargar con una placa de hierro que tiene un registro de 3 pulgadas cuadradas. Cuando se carga por primera vez no tiene el horno todavía un grado de calor muy fuerte, y la materia no adquiere por lo tanto la fluidez conveniente sino despues de cinco ó seis horas, ni la combustion química es perfecta hasta este tiempo;

pero cuando la temperatura del horno está en la actividad que se necesita, la fusion se verifica en mucho menos tiempo. Cada vez que se recargan los crisoles se produce una baja de temperatura, el color del horno se oscurece visiblemente, y es necesario avivar el fuego; hasta hora y media lo menos no adquiere la temperatura que tenia, que es la misma de los hornos de vidrio. El horno marcha bien cuando los crisoles parecen blancos, la llama sale con vivacidad por las aberturas de la bóveda, y la leña se consume con prontitud sin formar mucho carbon.

Cuando el vidrio adhiere al hierro con que se revuelve y se deja tirar en hilos, y cuando se manifiesta homogéneo y exento de las impurezas que se precipitan en el fondo del crisol, es el tiempo á propósito para sacarlo de este. Cuando llega este momento el obrero lo saca con una cuchara de hierro y lo echa en una pila llena de agua fria que se renueva sin cesar. Si la potasa que se emplea está pura, no se forma hiel de vidrio; pero este caso es raro, y la mayor parte de las veces se obtiene esta sustancia. Entonces se deja reposar al baño algun tiempo, y se forman dos capas muy distintas: la superior está compuesta de un vidrio muy líquido, coloreado en azul pálido; esta es la hiel de vidrio. Cuando se emplea una buena potasa solo se obtiene una pequeña cantidad de esta mezcla que está formada de sulfato de potasa, de cloruro de potasio y de un poco de silicato alcalino; se separa esta capa con una caña de soplar vidrio, y debajo está el vidrio azul de cobalto.

2501. Cuando el mineral de cobalto contiene níquel se forma un arseniuro de níquel unido á diversas sustancias metálicas que se deposita en los crisoles bajo la forma de glóbulos masas mas ó menos considerables. Una parte

de esta materia permanece en suspension, hasta tal punto, que en las fábricas de Schneeberg, tan luego como el crisol se halla medio vacío se espera encontrar glóbulos de esta aleacion de cobalto, de níquel, de hierro, de arsénico, de bismuto y algunas veces de plata, que se conoce bajo el nombre de *speiss*. Entonces, siempre que el obrero saca el vidrio azul, deja que se deposite esta sustancia en la cuchara, y antes de echar el vidrio en el agua hace caer el speiss á una pila de hierro destinada á recibirlo. En la fábrica de Schwarzenfels, en Sajonia, se separa el speiss por una manipulacion que parece mas segura: allí cada uno de los ocho crisoles que contiene el horno presenta en su parte inferior un pequeño agujero que está tapado durante la fusion, pero que se puede destapar cuando esta está casi terminada. Por este orificio hace correr afuera el obrero el speiss que se reune en el fondo de los crisoles: en seguida saca el vidrio azul.

2502. Luego que se ha hecho pasar al vidrio enrojecido á una pila de agua fria, se pasma, se quiebra en pedazos, y por este cambio de temperatura se le puede reducir á polvo con mayor facilidad. Cuando se ha vaciado un crisol no se le vuelve á llenar inmediatamente; antes se separa el vidrio de todos los demas crisoles, porque cargándole de nuevas materias se enfriaria el horno, y bajando demasiado la temperatura no se podria vaciar completamente el último crisol.

Luego que todos los crisoles están vacíos, se vuelven á cargar y continúa la fundicion como acabamos de indicar. El vidrio frio se retira del agua, se pone á enjugar en una artesa de madera, y cuando está seco se le lleva al almacen.

Durante la fundicion se forma lo que se llama vidrio de suelo: este proviene de que una parte de las materias pasa por encima de los crisoles ó se esparce sobre el suelo por la

rotura de estos vasos. Este vidrio se reune en el suelo, corre por la abertura de la llama y se mezcla con las cenizas: se le recoge, se le pasa al bocarte, se le lava, y se hace uso de él para añadirle á las mezclas en mayor ó menor cantidad.

En Querbach se quema madera de abeto; se consumen ordinariamente 3 toesas en veinte y cuatro horas, y se obtienen 9 quintales de vidrio.

La fusion, cuyas principales circunstancias acabamos de recordar, se renueva de este modo en el mismo horno durante diez y ocho ó veinte semanas.

Preparacion del azul.

2508. Los fenómenos químicos que se verifican en la preparacion de la safra y del esmalte, son fáciles de comprender; pero no se hallan en igual caso los que se producen en la conversion del vidrio de cobalto en azul.

Se supone ordinariamente que el azul es el vidrio de cobalto reducido simplemente á polvo; pero es evidente que los fenómenos que se verifican en esta parte del trabajo están complicados con diversas alteraciones químicas.

El vidrio de cobalto se somete desde luego á una molienda esmerada, se diluye despues en agua, y por este medio se depositan las partes demasiado groseras que se separan. Al polvo mas fino arrastrado por la primera agua se le somete á diversas lavaduras por decantacion. Estas lavaduras dejan al azul y arrastran á un polvo poco coloreado. Lo primero que se presenta á la imaginacion es que estos tres productos son semejantes por la composicion, pero que se encuentran en un estado de division mayor ó menor, en ra-

zon del cual varía el color. Los polvos mas groseros son mas coloreados, y viceversa.

Pero todo conduce á creer que estos fenómenos son mas complicados, y que el agua no se limita á ejercer un efecto mecánico. El vidrio de cobalto es muy alcalino; el agua debe apoderarse de una cantidad considerable del álcali que contiene, y tiende á hacerle pasar al estado de un subsilicato, tal vez bastante constante en sus proporciones. No pudiendo verificarse este efecto sino sobre un polvo muy fino, es evidente que el esmalte molido imperfectamente se debe separar desde luego. Siendo por otra parte indispensable esta accion del agua para comunicar al azul la facultad de conservarse indefinidamente al aire húmedo, no es menos evidente que el vidrio de cobalto simplemente molido no constituye el verdadero azul sino bajo la influencia de las abundantes lavaduras que se le hacen sufrir. Esto esplica muy bien por otra parte, como la alumina, la cal, y en general las bases que tienden á hacer inatacable por el agua al vidrio de cobalto, se deben escluir con mucho cuidado de la fabricacion. Los ácidos arsénico y fosfórico tienden por el contrario á producir buenos efectos haciendo á la potasa mas absorbente de la humedad, puesto que por precision se combina con estos ácidos y forma unas sales mucho mas solubles que el silicato de potasa. Tal vez se encuentre el medio de modificar ventajosamente la operacion sustituyendo unas lavaduras ácidas á las de agua pura.

Por último, es necesario considerar al vidrio bruto de cobalto como una mezcla de diversos compuestos que pueden agruparse en dos variedades principales; los silicatos menos fusibles y menos atacables por el agua, en los cuales predomina el cobalto; los silicatos mas fusibles y mas atacables

por el agua, en los cuales predomina la potasa. Los primeros son los que constituyen el azul; los últimos descompuestos por el agua abandonan á este un subsilicato de potasa y suministran al mismo tiempo un sobresilicato de potasa muy desagregado que es arrastrado por este líquido bajo la forma pulverulenta.

Esto esplica sin duda, como el azul sube de color al mismo tiempo que se separan los polvos poco coloreados.

En resumen, el *azul grueso* debe tener una composicion casi idéntica á la del vidrio de cobalto; el azul debe ser mas rico en cobalto y menor en potasa que él; en fin, el eschel debe ser mas silicoso y estar menos cargado de potasa ó de cobalto que el vidrio de cobalto. El eschel debe contener á la silice gelatinosa. Las aguas de lavadura deben arrastrar al subsilicato de potasa.

2504. Una vez obtenido el vidrio de cobalto es necesario reducirle á polvo para preparar las diversas calidades de azul; pero este trabajo, aunque sencillo en apariencia, necesita todavía una larga série de manipulaciones.

Se da principio á ellas por moler sin agua en el bocarte el vidrio azul de cobalto; despues se hace pasar la arena en seco por una criba que está colocada cerca del bocarte, y que presenta diez y seis aberturas por cada pulgada cuadrada. El vidrio queda reducido por este medio al grueso de la arena ordinaria. Cuando se muelen muchas clases de vidrio es necesario tener cuidado de limpiar bien el bocarte para no alterar las diversas clases de colores.

La molienda del vidrio bocartado se ejecuta en unos molinos que difieren muy poco de los molinos ordinarios; están compuestos de dos muelas, una fija y la otra movible. La inferior es circular y tiene 3 pies y 4 pulgadas de diámetro, y

10 á 12 pulgadas de espesor. En su centro tiene un agujero destinado á recibir el eje de la muela superior. Esta está compuesta de dos pedazos reunidos por una pieza de hierro; cada uno de estos pedazos tiene la forma de un paralelopípedo de 10 pulgadas de espesor, un pie de ancho y 18 pulgadas de longitud: este prisma lleva debajo dos ranuras de 3 pulgadas de ancho y 5 de alto. Las dos partes están reunidas por una pieza de hierro dispuestas de tal modo, que deja entre ellas un espacio de 6 pulgadas; este ligamento ó pieza de hierro tiene en su centro un agujero rectangular que sirve para colocarle sobre un eje de hierro, cuyo pibote gira libremente en la rangua ó tejuelo de la muela inferior, y su parte alta atraviesa una linterna, á la cual una rueda dentada vertical imprime un movimiento que la es comunicado por una rueda hidraúlica. Las dos muelas están envueltas en una caja de madera circulada de hierro que pasa 5 ó 6 pulgadas la altura de las muelas: esta caja está provista de una compuerta colocada al nivel de la muela inferior; por este conducto salen las materias molidas. Las muelas son de granito compacto; se elige aquel que tenga menos mica para que no se desgrane. Véase para los detalles el molino de la figura 1 y siguientes, lámina 46.

Por medio de este aparato se muele el vidrio bocartado: se mezcla quintal y medio de este vidrio con medio quintal de azúl grueso (streublau), y en cada molino se pone esta cantidad. Se cargan 2 quintales de materia á la vez: se añaden á la mezcla cerca de 6 cuartillos de agua, y se pone el aparato en juego. La caja se cubre con su tapadera para impedir el que salten algunos fragmentos ó porciones de la materia. Se la añade agua á la mezcla por tiempos, hasta que a masa se convierta en una papilla clara. La mezcla se mue-

le de esta manera durante cuatro á seis horas, segun el grado de finura que debe tener el azul. Cuando las muelas no están recien picadas, la operacion dura un poco mas tiempo. Las muelas deben girar con una rapidez moderada á fin de que la materia no sea impulsada hácia la circunferencia.

2505. Despues de algunas horas de trabajo se abre un orificio que presenta la cubierta de madera que circunda á las muelas; entonces la materia molida que está diluida por el agua corre á unas grandes cubas que están dispuestas para recibirla. Al momento se deposita en la cuba el azul mas hermoso, que es el mas pesado como el mas rico en cobalto; en estío bastan algunos minutos para que se verifique este depósito; se observa que durante el invierno es necesario mas tiempo á causa de la mayor densidad que presenta el agua en esta estacion. Una parte solamente de esta primera calidad de azul que se llama azul grueso ó *streublau* se introduce en el comercio en este estado; lo restante se somete nuevamente á la molienda con el vidrio azul, al cual se añade en pequeñas porciones.

Antes de retirar el azul grueso de las cubas que le contienen se quita de estas últimas el agua, en la cual quedan suspendidas todas las partículas de azul mas tenues. Este líquido se trasporta á una segunda série de cubas: despues se abandona al reposo durante un tiempo que varía entre tres cuartos de hora y hora y media, segun que se desea obtener una calidad de azul mas ó menos hermosa.

Cuando se juzga que el azul ha concluido de precipitarse, se trasporta el líquido que ocupa la parte superior de las cubas á otra série de recipientes, en los cuales se termina en un tiempo indefinido la precipitacion de las partículas mas tenues de vidrio azul. De todo esto resultan un gran número

de clases de azul comun, que se distingue con la denominacion general de *arena azul* (eschel).

Se llama tambien eschel de cuba *(sumpfeschel)* una sustancia ligeramente coloreada y que se halla en un estado grande de division, que permanece la última en suspension en las aguas de lavadura; este es un silicato alcalino que contiene una cantidad de cobalto muy pequeña y que se separa fácilmente del azul á causa de su ligereza específica. Esta clase de eschel es la que se añade en las mezclas de fusion, como hemos dicho mas arriba.

Obtenidas las diversas clases de azul ó de eschel de la manera que acabamos de esponer, se somete cada una de ellas á un lavado ulterior en unas cubas á las cuales se hace llegar una corriente de agua pura y fresca. Durante esta operacion agita un obrero la materia con un pedazo de madera, despues la abandona al reposo, y en seguida, por medio de un cedazo de crin de mallas cerradas, se priva al líquido de las impurezas que sobrenadan. A este líquido se le hace correr con precaucion á otra cuba para proceder del mismo modo á nuevo lavado. Por este medio se obtienen diversos productos del mismo esmalte, bien sea en el estado de color, bien en el de arena azul.

2506. Terminaremos esta descripcion general por un ejemplo particular.

Supongamos que se fabrique el color O C: se muele el esmalte y se le diluye desde luego en agua. Despues de cuarenta y cinco minutos de depósito se saca el agua que contiene las partículas coloreadas en suspension, y se la vierte en otra cuba: cuando se ha separado de esta manera todo el líquido, queda en el fondo del vaso lo que se llama azul grueso, que consiste, como hemos dicho, en vidrio azul

menos dividido que el que queda suspendido en el líquido.

El agua que tiene en suspension las partículas finas se vierte, como acabamos de decir, en una segunda cuba llamada cuba de color: esta vez se la deja reposar mas tiempo que la primera á fin de separar las partes colorantes que forman el azul de las partículas casi incoloras que componen el eschel de la cuba, que alterarian el matiz. El líquido se abandona asimismo durante treinta y seis horas: el agua aparece entonces ligeramente coloreada. Se la hace pasar desde la cuba á una pila, y allí se la deja reposar hasta que está perfectamente incolora. Entonces se la separa, y el depósito que queda es el eschel de cuba, que se seca y añade á las mezclas de fusion.

La materia depositada en el fondo de la cuba de color es el azul, que solo necesita lavarse para llegar al último grado de pureza. Entonces se le separa de la cuba á cuyo fondo adhiere fuertemente; se le quebranta en pedazos sobre los bancos de quebrantar con mazos ó rodillos de madera, y en seguida se le somete á muchas lavaduras por decantacion. En la cuba de lavar se ponen cerca de 3 quintales de materia, se la añade la cantidad necesaria de agua pura, y se agita el todo con una espátula de madera hasta poner el azul en suspension completa. Las impurezas que sobrenadan se separan por medio de un tamiz fino; estas impurezas consisten en un poco de hiel de vidrio que se forma durante la fusion del vidrio y que tiene menor densidad que el azul. Se deja reposar el líquido durante veinte y dos á veinte y cuatro horas; á esta época el agua permanece todavía un poco teñida por el eschel; se la pasa á la pila destinada para recibirla, y se separa el depósito que ha dejado: este depósito se quebranta como el primero. Se le vuelve á poner en la

cuba con nueva cantidad de agua; se le agita y deja depositar durante diez y ocho á veinte horas y despues se decanta. La operacion se repite tercera vez y se deja reposar durante diez y seis á diez y siete horas. Por último, se decanta el líquido y se termina el lavado. Del mismo modo se opera para todos los matices del azul, solo que la duracion del depósito varía segun el color que se quiere fabricar.

2507. Estos precipitados se separan de las diversas cubas que los contienen, y se los somete á la desecacion sobre unas tabletas dispuestas para este efecto, bien sea en unas cámaras cerradas y calientes por una estufa, bien en unos enjugadores abiertos al aire libre, que parece el mejor método.

Cuando estos productos están secos lo conveniente, es necesario quebrantar tambien las masas que presentan en este estado, y tamizar los polvos que resultan. Para el primer objeto se hace uso, bien sea de rodillos cilíndricos y de rastros movidos por el agua, bien de molinos ordinarios, ó de dos planchas que se hacen resbalar una sobre otra. Con respecto al último tamizado se ejecuta ordinariamente sobre unos tamices movibles que están cerrados en unas cajas; algunas veces se emplea para este objeto un cernedero semejante á los de los molinos.

En Querbach, luego que el azul se ha enjugado, se le saca de la cuba y se le pone sobre los bancos de quebrantar, en los cuales se quebranta con unos mazos, y se le pasa por los rodillos. Despues de esta preparacion se le conduce á la máquina de moler que está formada de dos cilindros de madera, que giran horizontalmente alrededor de un centro por medio de piñones dentados; el azul se coloca sobre una tolva, y de allí cae sobre los cilindros que le reducen á polvo muy fino.

Despues de reducido á polvo se le somete á la desecacion. Esta operacion se practica en una estufa, en cuyo centro hay un horno calentado con leña. Al salir del fogon la llama y el humo se dirigen á la chimenea despues de haber pasado por una série de canales cubiertos de ladrillos, de modo que formen una era perfectamente unida: esta está terminada por unos rebordes de ladrillos de 4 pulgadas de altura. La estufa está guarnecida en su alrededor con unas tablas destinadas á recibir el azul. La temperatura de esta estufa es de 40 á 45°. Se coloca el azul húmedo sobre las tablas y se termina su desecacion sobre la era del horno. Allí se forma una capa de 2 á 3 pulgadas de espesor que se remueve de tiempo en tiempo con un urgon. Cuando se juzga bastante seco al azul se le conduce de nuevo á la máquina de moler, en la cual se le reduce á polvo. Se pueden secar sobre el horno 27 quintales de azul á la vez.

El azul perfectamente desecado se le somete á la última operacion. Se le conduce á una cámara que contiene unas cajas cerradas que tienen el número de cada color. En el medio se encuentra otra caja cerrada por todas partes, en cuyo interior está suspendido sobre un eje un tamiz de crin colocado debajo de una tolva. En esta se vierte el esmalte que cae sobre el tamiz; un obrero le agita dándole un movimiento de vaiven.

El esmalte tamizado se pone en las cajas y despues en pequeños toneles que contienen medio quintal. Antes de ponerle en los toneles se le añade un poco de agua á fin de impedir de que se pierda el polvo. Cada tonel se marca en seguida con el nombre del azul que contiene, y se introduce en el comercio.

2508. En esta larga série de trabajos minuciosos se ob-

tienen de cada 100 partes de vidrio empleadas 95 de materia, comprendiendo en estas los desperdicios de las lavaduras y el eschel de la cuba, que se emplean de nuevo para la formacion del vidrio. En cuanto al producto mercante está admitido, que 100 quintales de vidrio producen cerca de 60 ó 70 quintales de azul.

Véase la tabla de importacion de los diversos productos de las fábricas de cobalto en Francia. El azul de cobalto se emplea sobre todo para la coloracion del papel de cartas; pero el ultramar artificial de M. Guimet empieza ya á reemplazar á este producto.

	Mineral de cobalto.	Safra.	Azul.	
1818	1,112	2,276	158,215 kil.	1 kil.=á 2,18 libras.
1819	»	»	135,458	
1820	»	4,227	167,500	
1821	55	2,290	179,073	
1822	»	4,849	155,226	
1823	395	1,700	91,232	
1824	211	1,641	186,381	
1825	»	2,729	178,622	
1826	1,691	1,743	152,374	
1827	2,090	1,926	150,600	
1828	574	4,187	125,803	
1829	1,842	3,404	144,217	
1830	20	2,626	112,410	
1831	595	1,064	118,885	

CAPITULO VI.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE BISMUTO.

2509. El bismuto es un metal bastante raro en la naturaleza, asi que su produccion es muy limitada. Su consumo lo es tambien por esta misma causa, porque sale demasiado caro su beneficio para poder competir con el plomo, á quien se asemeja bajo muchos aspectos.

El bismuto se encuentra por lo tanto reservado únicamente para algunos usos especiales. La preparacion del blanco de afeite que es un sub-nitrato de bismuto; el estañado de los globos de vidrio que se verifica con una amalgama de bismuto; la fabricacion de las placas de seguridad para las calderas de las máquinas de vapor que se forman con una aleacion de estaño, de plomo y de bismuto; en fin, para la preparacion de algunos fundentes que se emplean en la pintura sobre vidrio y porcelana; estas son las aplicaciones que dan salida al bismuto en el comercio.

La tabla siguiente manifiesta bien lo limitado de este consumo. Esta tabla espresa las cantidades de bismuto que han entrado en Francia en diferentes años.

1820	3,995 kilógs.; el kilógrama es igual á 2,18 libras.
1821	1,083
1822	1,429
1823	1,457
1824	630
1825	1,469
1826	374

1827	1,166
1828	1,117
1829	1,841
1830	843
1831	1,049

2540. Las minas de bismuto que se esplotan le contienen en el estado metálico, pero acompañado con diversos arseniuros; de suerte que el bismuto del comercio contiene siempre arsénico, y muchas veces plata.

El bismuto en el estado metálico acompaña tambien á los minerales de cobalto. Este metal es poco voluminoso, y se funde con mucha facilidad; de suerte que basta esponer á la accion del calor los minerales que contienen bismuto para que este metal se separe de las sustancias que son menos fusibles que él, por una especie de licuacion.

En esta propiedad está fundado el procedimiento que se sigue generalmente para la estraccion del bismuto, pero se varían las disposiciones.

Algunas veces se ejecuta sobre una era de arcilla batida despues de la estraccion del mineral.

Sobre esta era se dispone una cantidad de leña en forma de capa, encima de esta un monton de mineral, y se da fuego á la leña. Despues de la combustion se separan los granos de metal de las cenizas y de los carbones por una lavadura muy fácil de ejecutar. En seguida se somete el bismuto á una segunda fusion en una vacía de fundicion, y purificado de este modo se le amolda en forma de panes que se introducen en el comercio.

Algunas veces se tratan los minerales de bismuto sobre un fogon de licuacion análogo al que describirémos al hablar

del tratamiento del cobre argentífero. Tambien se puede obtener este metal haciendo uso de los crisoles y de los hornos que se emplean para la preparacion del antimonio crudo; es decir, para separar el sulfuro de antimonio de la ganga.

2511. El procedimiento mas comun es el que se usa en Schneeberg, en Sajonia; este consiste en tratar los minerales de bismuto en unos tubos cilíndricos de fundicion.

Estos tubos tienen 5 pies de longitud y 8 pulgadas de diámetro; cada uno de ellos está provisto de una cubierta de chapa de hierro que se ajusta á una de sus estremidades; de un tapon de tierra cocida que cierra el tubo por el otro estremo; este tapon tiene una ligera abertura que da salida al metal fundido.

Se disponen cinco tubos semejantes en sentido horizontal, al poco mas ó menos, en un horno que se asemeja perfectamente, por sus pricipales disposiciones, al horno en que se destila la ulla para la produccion del gas del alumbrado.

Los cinco tubos están fijos por sus estremidades en los dos muros del horno de tal manera, que sus tapones se presentan á la cara anterior del aparato, y sus cubiertas á la posterior. Por este lado, que es el de cargar, están los tubos 6 pulgadas mas altos que por el otro; de aquí resulta, que los cilindros de fundicion se inclinan un poco hácia la parte anterior del horno.

Debajo del tapon agujereado de cada tubo hay un recipiente de fundicion de hierro bajo del cual se sostiene cierta cantidad de fuego; á estos recipientes cae el bismuto fundido.

Detrás del horno hay otro depósito lleno de agua en el cual se arrojan los resíduos que se retiran de los tubos cuando la fundicion ha terminado.

Se da principio á esta operacion por calentar los tubos

durante tres ó cuatro horas hasta ponerlos enrojecidos; entonces se introduce en cada uno por la parte posterior del horno medio quintal del mineral de bismuto, quebrantado en pedazos del grueso de una avellana. El metal empieza á correr fundido á los recipientes á los diez minutos; hay que tener cuidado de salpicarle con carbon para que no se oxide. Toda la operacion termina en media hora. Concluida esta se vacian los tubos por la parte posterior del aparato, como ya hemos indicado, y en seguida se cargan de nuevo y se da principio á otra operacion.

Cuando los recipientes están llenos de bismuto se saca con unas cucharas de hierro; se le vacia en otros depósitos, y se tiene cuidado de limpiar la superficie del metal; por último, se deja enfriar, y se obtienen unos panes de bismuto puro, cuyo peso varía de 25 á 50 libras.

En Schneeberg en ocho horas de trabajo se tratan 20 quintales de mineral de cobalto impregnado de bismuto, y se obtiene cerca de quintal y medio de este último metal; para esto se consumen 63 pies cúbicos de leña.

Por el mismo procedimiento se trata la aleacion conocida bajo el nombre de *speiss* que resulta, como hemos visto, de la preparacion del vidrio azul de cobalto.

2512. Estas indicaciones bastan para dar una idea clara del método de esplotacion que conviene á los minerales que contienen bismuto metálico.

Segun lo que precede puede establecerse el cálculo económico de la esplotacion de la manera siguiente:

Se obtienen......	100 kilóg.	de bismuto.	1 kil. equivale á 2,18 libras.
De.................	1,532	id.	de mineral.
Y se consumen.	1,260	id.	de leña.
Que producen...	3,780,000	id.	calorias.

Es probable que el procedimiento mejorará luego que se sepan calcular mejor las dimensiones de los hornos, porque este consumo de combustible será demasiado crecido y podrá reducirse probablemente á la mitad sin dificultad alguna.

Por lo demas se concibe fácilmente, que este consumo no es proporcional á la cantidad de bismuto obtenido, pero sí á la de mineral que le suministra.

CAPITULO VII.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE ANTIMONIO.

Relacion *sobre la separacion del antimonio de su mina*, por M. Hassenfratz. *Diario de minas*, tomo IX, pág. 459.

Sobre *los medios de separar el sulfuro de antimonio de su ganga*, por M. Berthier. *Anales de minas*, tomo III, pág. 555, 1.ª série.

Sobre *el ensayo y el tratamiento del sulfuro de antimonio*, por M. Berthier. *Anales de química y de física*, t. XXV, pág. 379.

Noticia *sobre el tratamiento y esplotacion del antimonio sulfurado de malbosc*, por M. Jabin. *Anales de minas*, tomo I, pág. 3, 2.ª série.

2513. El antimonio es el objeto de algunas esplotaciones metalúrgicas que introducen en el comercio el sulfuro de antimonio purificado bajo el nombre de *antimonio crudo*; al antimonio metálico bajo el de *régulo de antimonio*; por último, diversos productos accidentales, bajo el de *crocus*. En estas esplotaciones se fabrica tambien el *vidrio de antimonio*,

pero el antimonio crudo y el régulo son los objetos principales del tratamiento metalúrgico.

El antimonio metálico entra en la composicion de los caractéres de imprenta, y esta aplicacion proporciona á este metal una salida de mucha importancia. El sulfuro de antimonio es introducido en el comercio por los esplotadores de las minas de antimonio, que en general no se ocupan de la estraccion del régulo. El sulfuro de antimonio sirve ademas para preparar muchos productos farmacéuticos ó químicos. El crocus solo se emplea en la medicina veterinaria. El vidrio de antimonio entra en la composicion de algunos medicamentos; pero se aplica sobre todo para preparar algunos esmaltes, ó para colorear algunas composiciones vítreas.

Las minas de antimonio no son muy numerosas: la mayor parte consisten en sulfuro de antimonio diseminado en una ganga ordinariamente cuarzosa. Contienen con bastante frecuencia plata y aun oro. Casi todos los paises de Europa poseen minas de antimonio; se encuentran en los terrenos primitivos formando filones mas ó menos poderosos. La Francia posee muchas que están situadas en Portes, Saint-Florent y Aujac en el departamento de Gard; en Masias, en el Cantal; en Auzat, en el Puy-de-Dome; en Malbose, en el Ardeche; en Deze, en la Lozére; en Alby en Mercœur, en el Alto Loira.

Ademas de las fabricas que se dedican al tratamiento de los minerales puros de antimonio, hay otros que producen accidentalmente cierta cantidad de este metal por el tratamiento de diversos minerales antimoniados; mas adelante trataremos de este punto, limitándonos por ahora al exámen de los procedimientos que tienen por objeto principal la estraccion del antimonio.

2514. El tratamiento metalúrgico del antimonio comprende dos operaciones distintas que se ejecutan ordinariamente en diferentes fábricas. La primera tiene por objeto el separar por simple fusion ó licuacion el sulfuro de antimonio de la ganga silicosa que le acompaña; esta es una purificacion análoga á la preparacion mecánica del mineral, pero en razon de la gran fusibilidad del sulfuro, puede practicarse esta separacion por medio del fuego, y se obtiene sulfuro de antimonio puro, que se espende en el comercio bajo el nombre de antimonio crudo; este sulfuro se emplea directamente en muchas artes sin reducir el antimonio al estado metálico. En la segunda operacion que se practica con menos frecuencia que la primera, se trata el antimonio crudo para obtener el metal puro ó *régulo de antimonio.*

Antimonio crudo.—Sulfuro de antimonio.

2515. Para privar al sulfuro de antimonio de su ganga se puede aprovechar, como acabamos de decir, su gran fusibilidad, y la operacion consiste entonces en una especie de licuacion. El procedimiento metalúrgico es igual al que acabamos de esponer para la preparacion del bismuto. La analogía ha debido, sin embargo, conducir á los primeros esplotadores á tantear el método de lavado puesto en uso mucho tiempo há para la concentracion del sulfuro de plomo. A primera vista las condiciones pueden parecer al poco mas ó menos semejantes, y se obtendrian por esta práctica grandes ventajas económicas, que M. Berthier ha indicado ya.

Este hábil químico juzga que el lavado producirá un buen éxito, y se funda en los esperimentos que ha practicado en pequeño, por los cuales ha llegado á obtener de un mine-

ral rico cerca de 72 por 100 de sulfuro de antimonio puro. La densidad de las gangas del sulfuro de antimonio pueden apreciarse en cerca de 2,8, y la del sulfuro es de 4,3; por esta diferencia se advierte que la separacion seria sumamente fácil si no se presentara alguna circunstancia particular. La dificultad consiste en la gran fragilidad del sulfuro de antimonio.

Esta fragilidad es tal, que se producirian muchos lodos si la molienda no se condujera con precaucion.

M. Berthier aconseja por esto mismo que se reduzca todo lo posible á gruesas arenas, moliéndolo en el bocarte con gran cantidad de agua y cribando el producto de la molienda. Se advierte definitivamente, que los métodos de lavado tan ventajosos cuando se toma el sulfuro de plomo por término de comparacion, no ofrecen tal vez una economía tan considerable en este caso particular. Sin embargo, como la preparacion mecánica de 100 kilógramas (218 libras) de sulfuro de plomo no cuesta nada mas de 15 reales, y para obtener 100 kilógramas de sulfuro de antimonio por el procedimiento de fusion, se gastan de 30 á 34 reales, debe esperarse alguna economía en la sustitucion del primer sistema al segundo. Es necesario añadir, que en el procedimiento del lavado se obtendria mas producto, porque en el de fusion quedan las gangas impregnadas de sulfuro de antimonio, lo cual ocasiona una pérdida de una cuarta ó una quinta parte del sulfuro contenido en el mineral, mientras que en el lavado del sulfuro de plomo solo se pierde á lo mas 1/15.

Se advierte que el procedimiento de lavado, aplicado á los minerales de antimonio, puede ofrecer algunas ventajas, pero que exige para tener buen éxito los cuidados de una persona hábil y ejercitada en esta clase de trabajo. Las difi-

cultades que quedan por resolver son demasiado reales para que todos los esplotadores hayan dado la preferencia, hasta el presente, al método de fusion.

2516. Este método se ejecuta por diversos procedimientos; unos sencillos, pero dispendiosos; los otros mas económicos, pero que exigen aparatos mas complicados.

Segun la relacion de Scopoli se reducia en otro tiempo la operacion en Hungría, para obtener el antimonio crudo, á colocar el mineral en un crisol de barro cuyo fondo estaba atravesado por pequeños agujeros; este crisol se colocaba en otro que servia de recipiente. Este último estaba introducido en la tierra, y el otro provisto de una tapadera.

Este aparato se enloda con arcilla y se rodea de combustible inflamado. Despues de algunas horas de fuego se le deja enfriar; luego, por último, se retira del crisol inferior el antimonio crudo que se ha reunido en él al fundirse, y la ganga que es mucho menos fusible queda en el crisol superior. El crisol inferior tenia en otro tiempo la forma de una esfera aplanada por un lado y abierta por otro para recibir al crisol superior; por esta forma recibia el nombre de *crisol de bola*: en la actualidad se le da á este crisol la forma cónica.

Este procedimiento está todavia puesto en uso en algunas localidades. En Malbose, departamento de Ardeche, se emplean unos crisoles ligeramente cónicos que tienen $0^{m},33$ (1,1787 pies) de altura por $0^{m},22$ (0,7854 de pie) de abertura. Cada uno recibe 15 kilogramas (32,70 libras) de materia. Estos crisoles entran algunas líneas en el crisol de bola, que tiene la misma forma, pero que no está agugereado. En el suelo se construye una canal longitudinal, de $0^{m},40$ (1,1781 pies) de ancho por $0^{m},25$ (0,8935 de pie) de profun-

didad. Las paredes de este canal se revisten de ladrillos colocados de canto, y se ponen en ellos 25 ó 30 crisoles de bola sobrecargados con los crisoles que contienen al mineral. Como estos últimos se elevan sobre el suelo, se dispone á uno y otro lado una pequeña pared de ladrillos, dejando entre ellos un pequeño espacio para el paso del aire necesario á la combustion.

Se disponen en varios puntos algunas ramas para dar principio al fuego, y se llena la fosa de ulla hasta cubrir los crisoles. El sulfuro de antimonio entra en fusion y corre al crisol de bola. Cuando ya se juzga apurado el mineral se retira el residuo del crisol superior, y este se vuelve á cargar. Por lo general se hacen cuatro cargas sucesivas, pero al cabo de este tiempo el crisol de bola se encuentra lleno y es preciso terminar la operacion. La duracion de estas cuatro fundiciones, es de cerca de cuarenta horas.

Cuando el aparato se ha enfriado se dividen simétricamente en dos partes los crisoles de bola, á fin de emplearlos de nuevo reuniendo estas dos partes. Sin embargo, parece que á cada operacion es necesario renovar la mitad de los crisoles de bola y los del mineral. Véase la cuenta de una operacion de este género, practicada sobre 20 crisoles dobles cargados cuatro veces en cuarenta horas.

Mineral empleado.................	1200 kilógramas (1).
Sulfuro de antimonio obtenido.	496
Ulla consumida..................	1487
Ramas para encender............	200

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

Ocho jornales de obreros y veinte crisoles á 50 céntimos la pieza (poco menos de 2 reales).

Asi, para obtener 100 kilógramas de sulfuro,

Se consumen	300 kilóg. de ulla. =	1,800,000	calorias.
	40 kilóg. de leña. =	120,000	id.
		1,920,000	calorias.

2517. Hay pocos metalurgistas que no hayan propuesto algunos aparatos para la fusion del mineral de antimonio; tal ha parecido de vicioso el método que acabamos de indicar á todos cuantos le han examinado.

Gensanne ha propuesto un horno de este género, en su tratado sobre *fundicion de minas*. Este es un horno de reverbero, que contendrá los crisoles del mineral, mientras que los recipientes ó crisoles de bola estarán colocados fuera del horno, y mas bajos que los crisoles con los que estarán en comunicacion por medio de unos tubos de tierra encorbados. Por esta disposicion será fácil el vaciar y volver á cargar los crisoles, sin necesidad de aguardar para esto al enfriamiento del horno. Parece que en Schmcellnitz en Hungría, se ha hecho uso de un horno análogo y que este aparato está dispuesto en forma de galera como el que se emplea en Puzzuoli para la destilacion del azufre.

La lámina 47, figuras 1, 2, 3, manifiesta las principales disposiciones de un horno circular de esta especie, que por otra parte no necesita de una esplicacion mas detallada.

Para evitar la interrupcion del trabajo, el consumo de combustible y sobre todo la renovacion dispendiosa de los vasos de tierra, propone M. Lampadius colocar el mineral de antimonio en unos tubos de fundicion enlodados con arcilla,

Estos tubos se colocarán trasversalmente con una ligera inclinacion, en un horno semejante al que se emplea para obtener el bismuto. Este aparato no dará buen resultado sin duda alguna sino cuando la fundicion se halle á cubierto del contacto del sulfuro de antimonio. Esto podria conseguirse esmaltando por su interior el tubo con una capa de borax por encima de la cual se podria aplicar otra formada por una mezcla de borax y de felspato; siendo esta última infusible al calor del horno serviria para mantener en su lugar al borax.

2518. De todos estos aparatos el mas sencillo es el que se ha ensayado en Francia, en el departamento de la Vandée para tratar al mineral de antimonio sin vasos ni tubos. En un horno de reverbero de forma circular, se dispone el mineral sobre un suelo cóncavo, formado por una brasca de arcilla y de carbon. Practicando un agujero en este suelo, se obtiene el antimonio crudo en un estanque esterior de recepcion, dispuesto de una manera análoga á los que acompañan á los hornos de reverbero para la fusion del estaño.

M. Guillet-Lanmont, que ha visto funcionar á este aparato, refiere que las cargas que ponen en él son de 7 á 8 quintales. Hacen dos fundiciones en invierno y tres en verano; pero no hay cosa que impida el hacer contínua la fusion.

Cada vez que se atraviesa ó estrae el mineral fundido pasan cerca de 4 quintales de sulfuro de antimonio, á la pila de fundicion que sirve de receptáculo. Para las tres cargas se consumirán 80 pies cúbicos de leña menuda.

Es probable que el mineral sea muy rico, porque segun esto su produccion es de 50 por 100 lo menos, mientras que en lo general solo se obtiene 30 ó 40 por 100. En todo caso este horno presentará siempre un pequeño consumo de combustible.

Mineral empleado........................ 200 kilógramas.
Sulfuro de antimonio obtenido........ 100 id.
16 pies cúbicos de leña.=160 kilóg.=400,000 calorias.

Si se admite que el mineral produzca el 40 por 100, la cantidad de combustible permanecerá la misma, y anmenta un poco relativamente al sulfuro obtenido. Esto hará por lo tanto:

Para 100 kil. de sulfuro, 600,000 calorias.

Esta cantidad disminuiria en un horno de reverbero contínuo y construido sobre buenas proporciones. Se hallaria la ventaja de hacer pasar los humos á una cámara de condensacion que recibiria al óxido de antimonio arrastrado ó volatilizado. Este procedimiento es digno ciertamente de la consideracion de los que se dedican á la esplotacion del antimonio; por el podrán hacer su trabajo mas seguro, mas económico y mas sencillo.

La lámina 47, figuras 4 y 5, da una de las principales disposiciones de este horno, sin que sean necesarios mas detalles.

2519. A pesar de las proposiciones y ensayos de mejoras que acabamos de manifestar, el uso de los crisoles uno sobre otro de que hemos hablado antes se encuentra en la actualidad puesto en prática en la mayor parte de las minas en que se trata el mineral de antimonio, pero en algunas estan sometidos estos crisoles á la accion del fuego en un horno de reverbero del cual manifiestan una idea suficiente las figuras 6 y 7 de la lámina 47.

La figura 6 manifiesta el plano del horno por medio de un corte horizontal tomado al nivel A, B, de la figura 7.

La figura 7 es un corte vertical ejecutado segun U V de la figura 6.

a. Entrada al fogon *b.* Entrada al horno que se puede cerrar por medio de una puerta.

b. Sitio á donde se pone una regilla movible. En este espacio se coloca el obrero para disponer los crisoles sobre el macizo *c*, *d*, *e*.

c, *d*, *e*. Macizo formado de ladrillos colocados de canto y en cuya parte inferior hay practicados muchos canales para el desprendimiento de la humedad. El horno está construido de ladrillos revestidos de piedras de talla.

f, *g*, *h*, *i*. Chimeneas pequeñas por las cuales sale el humo, que resulta de la combustion de la leña que está colocada sobre la regilla del fogon *b*.

l. Piso superior del horno que sirve para cocer los crisoles nuevos.

k. Gran chimenea á la cual van á reunirse todos los humos. Su altura total es de 17 pies.

Véanse los resultados que ofrece en este horno el tratamiento del mineral de antimonio, segun las observaciones de M. Berthier. Los vasos de tierra cocida que se emplean tienen 3 decímetros (72,93 pulgadas) de altura sobre 2,(8,62 pulgadas) de ancho. En su fondo tienen praticado un agugero. Cada uno puede contener 10 kilógramas (21,80 libras) de mineral. Estos crisoles entran algunas líneas en los de bola, que tienen la misma forma, pero sin agugero en su fondo, se colocan en el horno tres filas de estos últimos crisoles y en todo el rededor sesenta y cuatro. En cada uno de estos se pone otro de agugero, si el mineral es muy rico; dos sino lo es tanto y tres si es pobre. En seguida se llenan

todos los intersticios con crisoles bien secos para que se cuezan.

Se calienta el horno gradualmente para que el sulfuro se funda sin que destalle el cuarzo que compone la ganga. Se quema leña de abeto en troncos de dos metros (7,14 pies); y se concluye por llenar el horno, añadiendo ademas algunos haces en el cenicero para producir mucha llama. La operacion dura doce horas; y se pierden cerca de las tres cuartas partes de los crisoles á cada operacion.

Se tratan de 1300 á 1500 kilógramas (2834 á 3270 libras) de mineral para fundir y se obtienen por término medio 500 kilógramas (1090 libras) de sulfuro fundido, el producto asciende algunas veces á 750, pero desciende tambien á 260 y aun á 220. Cuando el mineral no produce sino 15 por 100 se desecha.

Se consumen para esta fundicion 3 Steres (53,9727 fanegas) de leña en troncos, que pueden apreciarse en 975 kilógramas (2125,50 libras) y treinta ó cuarenta haces que equivalen á 240 kilógramas (523,20 libras). Si para hacer comparables estos resultados con los precedentes se supone un producto medio de 40 por 100, se tendrá:

Mineral empleado..	250 kilóg.	545 libras.
Sulfuro obtenido...	100	218 id.

200 kilóg. de leña = 600,000 calorias.

Estos resultados han sido observados por M. Berthier en la fábrica de Licoun, departamento del alto Loira.

2520. Basta examinar los resultados que preceden para convencer de que á pesar del acuerdo aparente que se advierte en ellos, distan mucho de realizar toda la economía

posible. Asi el horno, descrito por M. Gillet-Laumont, era de una mala construccion, y el que M. Berthier ha examinado, eran los crisoles demasiado pequeños. No es de admirar que con mejores disposiciones, se pueda obtener una disminucion de la mitad en el combustible. Tal es el resultado que presenta el horno que vamos á describir, cuya invencion es debida á M. Pauserat de Alais. Este horno se emplea en las minas de Malbosc en Ardeche.

Una ojeada sobre las figuras 8, 9, 10 y 11 de la lámina 47, bastará para poder apreciar sus principales disposiciones.

Este horno tiene tres fogones, *a*, *b*, *c*. Entre ellos se encuentran dos galerías kk, en las cuales resbalan los recipientes ó crisoles de bola que son de fundicion, enlodados de arcilla y se conducen sobre unos carritos que facilitan su colocacion. Encima de los cuatro recipientes hay cuatro cilindros de tierra, que reciben el mineral, se cargan por la plataforma *p*, y se los cierra con una tapadera. Estos cilindros descansan sobre un apoyo *p q*, que forma su fondo; este tiene un agugero *t*, que sirve para dar salida al sulfuro fundido. Cada cilindro lleva una escotadura que corresponde á las aberturas *x*, *x*. Esta escotadura, está cerrada por un tapon de arcilla durante la operacion, y se puede abrir al terminar esta, para retirar las escorias y las gangas.

Las puertas *h*, *h*, que cierran la galería de los crisoles de bola estan provistas de registros *i i*, por los cuales se puede observar si el sulfuro corre ó se detiene. Las grandes aberturas *E F*, practicadas á los costados del horno, permiten remediar todos los accidentes que los aparatos pueden esperimentar durante las operaciones

La llama despues de haber recorrido los cilindros se dirige por tres aberturas *o*, *o*, *o*, á la chimenea X.

G G. Es por donde se ventila la plataforma del cargamento.

S. Es por donde se ventila la parte delantera del horno.

El horno se calienta hasta el grado rojo-blanco en cuarenta y ocho horas. El mineral que se ha de cargar está estendido de antemano y en pedazos del grueso de un huevo sobre la plataforma, en donde se calienta. Para hacer la carga se introducen en el fondo de los cilindros los pedazos mas gruesos y los mas ricos. Se cargan 222 kilógramas (483,96 libras) en cada cilindro. El sulfuro corre y cae á los crisoles de bola, en los cuales se mantiene líquido. Cuando el horno ha recibido el máximun de fuego, es necesario cerrar las aberturas *f*, *g*, *h*; estas no deben estar abiertas sino al principio de la primera fundicion.

El sulfuro de antimonio que corre debe tener un color azul y nunca rojo. En este último caso la temperatura estará demasiado elevada; será necesario moderarla cerrando los registros sin lo cual se perderia una parte del sulfuro por volatilizacion.

Terminada la operacion se separan las gangas ya sea por la parte de arriba, sobre la plataforma, ya por abajo por la escotadura que está al lado del crisol.

Las cargas se suceden de tres en tres horas, y se pueden preparar hasta 43 kilógramas (98,10 libras) de antimonio crudo, por hora.

La duracion media de cada cilindro es de veinte dias Los cilindros pueden reemplazarse sin detener el horno, teniendo cuidado de calentarlos hasta el rojo blanco, y colocarlos en el horno como los crisoles de las fábricas de vidrio. De esta suerte el horno puede ser contínuo.

La necesidad de tres fogones no parece muy esencial, y es de presumir que se tendrá alguna ventaja en disponer este horno como los sencillos de las fábricas de vidrio con un solo fogon.

Calentando los arcos por un surtidor de aire caliente servirán para elevar suavemente la temperatura del mineral antes de introducirlo en el horno. Los crisoles del mineral pueden tener la forma de los que se emplean para el vidrio. Las placas pudiendo ser de fundicion podrán ser tambien movibles, y esto facilitará mas el vaciado, etc.

Pero sea como quiera, en una fundicion se han obtenido los resultados siguientes:

Mineral	68,677 kilóg.	250 kilóg.
Sulfuro obtenido..	23,471	100
Ulla................	15,000	64
Calorias	»	384,000

Esta fundicion ha exigido 240 jornales de obreros, y ha consumido 60 francos (228 reales) de cilindros, útiles y demas.

Tostion del sulfuro de antimonio.

2521. El antimonio crudo preparado por este medio no se emplea muchas veces para la estraccion del metal; es necesario convertirle en óxido con el auxilio de una tostion conveniente. Esta tostion se ejecuta sin dificultad en un horno de reverbero con tal que no se eleve demasiado la temperatura, porque en este caso el sulfuro de antimonio entraria en fusion, y la tostion seria muy imperfecta.

Los hornos de tostion para el sulfuro de antimonio son

muy semejantes á los que se emplean para la calcinacion del salino. Tienen dos fogones laterales que abaten hácia el suelo la llama que producen. Esta atraviesa el horno y viene á salir por la boca, y pasa á una chimenea provista de una campana que sirve al mismo tiempo para ventilar la parte delantera del horno. Esta disposicion se asemeja á la de los hornos de pan. Seria conveniente el conducir los humos á una cámara de condensacion para recoger el sulfuro ó el óxido que arrastra la corriente de aire.

Se opera comunmente sobre 100 ó 150 kilógramas (218 ó 327 libras) de sulfuro á la vez. Primeramente se le debe reducir á polvo pasado por tamiz. Se le da desde luego un buen golpe de fuego para elevar la temperatura del horno, pero asi que la superficie del sulfuro empieza á blanquear y á producir humo, se modera el fuego y se revuelve la materia por medio de un urgon muy largo que está suspendido por una cadena para facilitar su manejo. No hay precision de calentar el sulfuro hasta el grado rojo.

Al cabo de doce ó quince horas la materia toma un color de ceniza ó el de ladrillo y apenas produce humo; entonces se separa el fuego y se vacia el horno al dia siguiente para dar principio á nueva operacion.

Durante todo el tiempo de la tostion hay un desprendimiento de ácido sulfuroso, de óxido de antimonio, y con frecuencia un poco de ácido arsenioso. Se concibe segun esto lo mucho que importa el establecer una buena ventilacion para no comprometer la salud de los obreros.

Como el sulfuro de antimonio está siempre puro, 100 partes de antimonio crudo deberán producir 86 de protóxido de antimonio, desprendiéndose el azufre en el estado de ácido sulfuroso. En la práctica solo se obtienen 60 ó 65 partes de

este protóxido. Una operacion conducida con cuidado podrá producir 76 partes de sulfuro tostado.

Reduccion del metal.

2522. Para reducir el producto de la tostion se emplean crisoles. Se mezclan 65 partes de sulfuro tostado y 8 á 10 de carbon en polvo. El carbon se humedece con una disolucion bien concentrada de carbonato de sosa. Esta mezcla se introduce en los crisoles candentes y se los mantiene á un buen calor rojo hasta que la fusion se verifique completamente.

Los crisoles se colocan en un horno de galera que puede contener seis ó doce, segun la importancia de la fábrica. Cuando la fusion ha terminado se encuentra en el crisol el régulo de antimonio reducido y una escoria que está formada de un doble sulfuro de antimonio y de sodio.

La adicion del carbonato de sosa tiene por objeto el reducir una parte del sulfuro de antimonio formando sulfuro de sodio que se combina con lo restante del sulfuro de antimonio, de manera que se reune en la escoria.

El metal se vierte en unas rieleras de fundicion que se tienen calientes y engrasadas. Este producto no está puro ni toma por esta primera fundicion el estado cristalino que se desea en el comercio. Es necesario refundirle con una porcion de escorias procedentes de cierta cantidad de mineral tostado. En esta fundicion se producen nuevas escorias, y el antimonio se encuentra purificado. Parece que la primera escoria es un doble sulfuro, pero la segunda es una rubina. El objeto de esta refundicion es el oxidar los metales mas oxidables que el antimonio que pudieran hallarse en el pri-

mer régulo, como el hierro y el sodio que provienen el primero del mineral y el segundo del carbonato de sosa que se emplea.

De 65 partes de sulfuro tostado se obtienen 45 de régulo en la primera fundicion; la segunda reduce esta cantidad á cerca de 42. Por último, de 100 partes de sulfuro de antimonio que deberian producir 73 de régulo, solo se obtienen de 40 á 44. Una parte del metal perdido se encuentra arrastrado ó volatilizado, y la otra pasa á las escorias.

No se conoce el consumo de combustible que exige esta operacion, pero debe creerse que no es muy inferior al que se emplea en la fabricacion del laton en el estado actual de cosas.

En vez de una mezcla de carbon y de carbonato de sosa como flujo reductivo, se empleaba y aun se emplea actualmente en algunas fábricas el tártaro rojo. En este caso se toman dos partes de sulfuro tostado y una de tártaro rojo. La fundicion exige mas cuidado por estar la materia espuesta á hervir al principio de la operacion.

En todos los casos las escorias conocidas bajo el nombre de *crocus*, se introducen en el comercio y se emplean en la medicina veterinaria.

El crocus es un compuesto de sulfuro de antimonio y de sulfuro alcalino; pero sus proporciones son muy variables. M. Berthier observa que los fabricantes tienen por costumbre el reunir todos los despojos de la fabricacion y aun las barreduras del taller y refundirlas para componer una especie de crocus, que contiene ordinariamente sulfuros alcalinos, pero que no contiene en muchos casos sulfuro de antimonio, segun los ensayos que ha practicado de él.

2523. Los metalurgistas antiguos se aseguraron de que

el hierro podia descomponer al sulfuro de antimonio. De esta propiedad resulta un método directo de esplotacion que permite estraer el antimonio sin recurrir á la tostion, cuya operacion es á la vez dispendiosa y nociva para la salud. Pero como el hierro se combina fácilmente con el antimonio, se obtiene antimonio ferroso que se presta con mucha dificultad á la fabricacion de los caractéres de imprenta.

Hácia el año de 1788 se ensayó en Escocia, en Glendinning, condado de Dumfries, de tratar el sulfuro de antimonio por el hierro; pero parece que este procedimiento no ha tenido el mejor éxito. Puede creerse que el metal obtenido de este modo no es de buena calidad á causa de la facilidad con que se combinan el antimonio y el hierro. En algunas memorias recopiladas por M. Berthier aparece que en una fábrica situada en Viena, departamento del Isere, han tratado igualmente el antimonio sulfurado con el hierro; pero que no se ha continuado este tratamiento, bien sea á causa de la mediana calidad del régulo obtenido, bien por el poco despacho de este metal.

El sulfuro de antimonio al descomponerse por el hierro debe producir proto-sulfuro de hierro y antimonio metálico. El determinar la dosis de estas materias es de sumo interés, porque el hierro tiende siempre á unirse al antimonio cuando se pone un esceso en la mezcla. Es necesario, pues, emplear átomo y medio de hierro para cada átomo de sulfuro de antimonio, ó bien 1017 de hierro para 2216 de sulfuro, ó bien por último 45 de hierro para 100 de sulfuro de antimonio.

Pero es evidente que la tendencia del hierro y del antimonio á combinarse exige el que se tome alguna precaucion para evitar el que se forme la aleacion de hierro y antimonio, que ha malogrado este procedimiento hasta el presente

al practicarlo en grande. Seria necesario tal vez dividir la operacion y preparar el antimonio desde luego, de manera que contuviera azufre, como el que resultaria, por ejemplo, de la reduccion de 100 partes de sulfuro por 36 ó 40 de hierro solamente.

El antimonio obtenido de esta manera podria purificarse por diversos medios. La accion de los agentes oxidantes produciria sin duda buen resultado. El mejor de todos seria probablemente el silicato de antimonio, es decir, el *vidrio de antimonio*. Es probable que si el hierro se hallaba en el metal bruto pasaria al estado de silicato de protóxido, y que el azufre en el estado de sulfuro de antimonio entraria tambien en la escoria. Tambien se podria fundir el metal bruto con el sulfuro de antimonio tostado; el resultado seria el mismo, y la escoria verdadero vidrio de antimonio, podria servir de nuevo.

Si se llegara por medio de este tratamiento y por una cantidad de hierro menor de la necesaria á obtener el antimonio exento de hierro, lo que parece probable, podria operarse tambien la segunda fundicion con el tartrato bruto ó con el carbon impregnado de carbonato de sosa, porque entonces se trataria solo de descomponer el resto del sulfuro de antimonio, lo cual no es muy difícil.

2524. M. Berthier ha estudiado con cuidado la accion del hierro sobre el sulfuro de antimonio, y ha fundado sobre ella diversos procedimientos que debemos referir aquí.

Cuando se funde el sulfuro de antimonio con solo el hierro, se necesita un buen golpe de fuego, para fundir el sulfuro de hierro. Esta reaccion, puede modificarse ventajosamente como vamos á ver.

Cuando por otra parte se funden reunidos un carbonato

alcalino, sulfuro de antimonio y carbon, se obtiene un boton de antimonio, un sulfuro doble de antimonio y de metal alcalino y óxido de carbono que se desprende. La escoria entonces es muy fluida. Añadiendo hierro, se descompone el sulfuro de antimonio y la escoria consiste en un sulfuro doble de hierro y metal alcalino; en este caso todavia es muy fluida. Por este medio se reduce todo el antimonio. El carbonato de potasa produce escorias mas fluidas que el carbonato de sosa. Véanse las dosis empleadas por M. Berthier.

Sulfuro de antimonio.........	100	100	100	100
Carbonato de sosa anhidro...	50	10	100 sulf. de sosa.	10
Hierro..........................	42	42	25	42
Carbon..........................	5	1	10	2
Antimonio obtenido...........	55	62	65	61

No se hace sino una sola fusion; esta se verifica con mucha prontitud, sin que la materia se hinche, y la escoria muy líquida se separa limpiamente del régulo de antimonio. La segunda dósis, es á no dudarlo la mas económica cuando se emplea carbonato de sosa, pero la cuarta tal vez, merecerá la preferencia y tanto que estudiando la operacion una ligera modificacion en las proporciones podria sin duda aumentar la cantidad de metal producido.

2525. Terminaremos esta advertencia sobre el antimonio, recordando que M. Lampadius ha propuesto para fundir el antimonio crudo, tostado de antemano, el emplear un horno bajo de manga. Este aparato cerrado por una trampa en su parte superior, se podrá emplear sin el auxilio de ningun fuelle; pero el aire esterior podrá afluir por tres toberas de piedra, y salir en seguida por una chimenea cuyo cañon estará mas elevado.

En este horno solo se cargará con el antimonio crudo carbon de leña y de esta manera se evitará la adicion de un flujo dispendioso. El metal reducido se recibirá en una pila de recepcion colocada en la parte inferior del horno.

Este procedimiento suministrará sin duda un régulo impuro, que será necesario someter á una nueva fusion en crisoles con el tártaro bruto ú otros fundentes alcalinos y reductibles. Los esperimentos de M. Berthier, probando que el sulfuro de antimonio se descompone por el carbon, demuestran que esta fundicion cruda podrá tener un éxito escelente. Se sabe por otra parte que el hidrógeno descompone tambien el sulfuro de antimonio, y los combustibles que se emplean suministran siempre bastante cantidad, para ayudar poderosamente á la descomposicion.

Algunos metalurgistas han probado el tratamiento directo del sulfuro de antimonio natural sin purificacion preparatoria; es decir, sin pasar por la primera operacion que suministra al *antimonio crudo*, ó sulfuro puro. Parece que este procedimiento no puede tener un éxito completo. El antimonio es un metal muy difícil de beneficiar porque es bastante volátil y se pierde mucha cantidad, si se eleva demasiado la temperatura, aun cuando no sea la suficiente para estraerle por destilacion. Como la ganga de su sulfuro es cuarzosa será necesario añadirle unos fundentes muy enérjicos, para formar una escoria susceptible de fundir á una temperatura muy baja, para que el metal no se volatilice. Estos fundentes serán la cal, el óxido de hierro, y sobre todo los álcalis. Para que el éxito sea cual se apetece, será necesario tostar el mineral bruto; en seguida se le fundirá con una adicion de creta de sulfato de sosa y de carbon. El bajo precio del sulfato de sosa, permitirá tal vez el obtener el antimo-

nio á un precio cómodo. Muy bien se podria combinar la accion del hierro y la de los fundentes y entonces con una mezcla de creta, carbon, sulfato de sosa, hierro y mineral bruto, se obtendrá probablemente al antimonio en régulo, un mate formado de sulfuro de hierro y de sódio y una escoria vítrea. Pero será necesario siempre poner un esceso de fundentes para evitar el tener que elevar demasiado la temperatura, que haria la pérdida de antimonio demasiado considerable.

En todo lo precedente, hemos visto mas bien unos resultados de laboratorio, que la espresion de lo que pasa en las fábricas. Esto consiste en que las fábricas de régulo que existen en Alais, Riom y Clermon estan en general dirigidas con un secreto que no permite conocer los procedimientos. Esta circunstancia esplica el estado de atraso en que se encuentra una industria poco importante sin duda, pero que hubiera sido provechosa á los progresos de la química, si se hubieran podido discutir sus aparatos y métodos. Se conoce el producto de estas fábricas; en las esplotaciones se advierte una pérdida de 33 por 100 sobre el régulo y un consumo de combustible mucho mayor del que seria necesario.

El secreto que aquellos fabricantes juzgan útil guardar se refiere sobre todo á la última operacion que consiste principalmente en dar al régulo la forma de panes que ofrecen en su superficie una estrella producida por la cristalizacion del metal. Cuando el antimonio está bien puro y su enfriamiento se verifica con lentitud en un sitio muy tranquilo, la cristalizacion es siempre muy hermosa. Debemos presumir que la reunion de estas condiciones será suficiente para obtener un carácter, que adquiera cierto precio por el comercio y cuya importancia exageran los fabricantes de régulo.

2525. No solo bastan los productos antimoníferos para el consumo de la Francia sino que todavía esta puede esportar cierta cantidad, como lo prueba la relacion siguiente.

	Importacion.	Esportacion.
1820. Antimonio crudo ó régulo.	970 kil.	14,760
1821	12,327	8,519
1822	4,212	14,112
1823	2,766	8,474
1824	2,055	40,512
1825	24,810	28,964
1826	14,849	19,495
	61,989	134,836

CAPITULO VIII.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE COBRE.

1.° Observaciones *sobre las minas de cobre de Salzbourg, de Carinthia y del Tirol;* Anales de la industria, tomo I, página 113.

2.° Sobre *el tratamiento metalúrgico del cobre piritoso puesto en uso en las minas de Chessy y Sambel;* Diario de minas, tomo XX, página 245; por M. Gueniveau.

3.° Análisis *de algunos minerales y productos de la fundicion de Chessy;* Anales de minas, 1.ª série, tomo I, página 519; por M. Thibault.

4.° Nota *sobre el tratamiento de cobre piritoso en Sambel;* Anales de minas, 1.ª série, tomo XI, página 255; por M. Thibault.

5.° Preparacion *mecánica de los minerales de cobre en Cornuailles y en Devonshire;* Anales de minas, 1.ª série tomo X, página 421; por los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont.

6.° TRATAMIENTO *del mineral de cobre en el sud del pais de Galles;* Anales de minas, 1.ª série, tomo XI, página 207; por los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont.

7.° MEMORIA *sobre el tratamiento metalúrgico del cobre carbonatado y del cobre oxidado de Chessy;* Anales de minas, 2.ª série, tomo VII, página 293; por M. Margerin.

8.° INVESTIGACIONES SOBRE *el tratamiento de los minerales pobres de cobre;* Anales de minas, 2.ª série, tomo I, página 541.

9.° SOBRE *los minerales de cobre de Cornuailles;* Anales de minas, tomo V, página 3, 2.ª série; por los señores Coste y Perdonnet.

2526. El cobre metálico ha sido desde los primeros tiempos históricos el objeto de un consumo considerable. Los antiguos construian los instrumentos de guerra y los útiles cortantes por medio de una aleacion de cobre y estaño que se conoce bajo el nombre de bronce.

El conocimiento sobre el hierro y el acero ha destruido esta aplicacion; pero las necesidades de la sociedad actual han hecho renacer otra multitud de aplicaciones que hacen el consumo del cobre muy considerable, y le sostienen á un precio subido por razon de la rareza de sus minas y de las dificultades de su esplotacion.

Es muy probable que los antiguos hayan esplotado las masas de cobre nativo; en las minas del Nuevo Continente se han encontrado algunas de estas masas. Es muy posible igualmente que solo hayan esplotado los minerales de un tratamiento fácil, cuyas minas se hallarán apuradas en la actualidad. No podemos menos de admitir alguna circunstancia de este género al reflexionar la prodigiosa cantidad de cobre que poseian los antiguos, y las muchas dificul-

tades que su esplotacion presenta todavía en estos tiempos.

Si queda alguna incertidumbre sobre la época en que el hierro entró en un uso habitual, no sucede lo mismo con respecto al cobre. Moisés en el Deuteronomo, hablando de la tierra de promision, indica las minas de cobre contenidas en sus montañas como un objeto á propósito para estimular al pueblo judío: *de montibus ejus æris metalla fodiuntur.* En los monumentos egipcios mas antiguos se encuentran figuras de cobre fundidas. Homero cita el bronce como el metal que se empleaba en la fabricacion de las armas en la época de la guerra de Troya. Por último, aun se conservan un gran número de monumentos griegos y romanos, los cuales contienen aleaciones de cobre en cantidad considerable.

En la actualidad se practica la estraccion del cobre en muchos parajes, y la cantidad que se obtiene de este metal asciende aproximadamente á 400,000 quintales, repartidos al poco mas ó menos como lo indica la tabla siguiente:

Inglaterra.	200,000
Rusia.	70,000
Suecia.	60,000
Austria.	60,000
Sajonia.	12,600
Alemania occidental...	10,600
Noruega.	8,000
Prusia.	6,400
Méjico.	4,000
Francia.	2,500
España.	1,300
	435,400 quintales.

A estas cantidades deben añadirse las que suministran las minas del Japon, de la China, de la Persia, de la Arabia y de muchas comarcas de que no tenemos datos seguros.

2527. El valor de los productos cuya fabricacion se conoce puede variar entre 60 y 80 millones de francos; de los cuales la Inglaterra recibe al poco mas ó menos la mitad. Cierto es que en este pais la fabricacion del cobre ha llegado al mas alto grado de precision y prosperidad.

2527. Los minerales de cobre susceptibles de esplotacion por su abundancia, son el cobre nativo, el cobre oxidulado, el deutóxido de cobre, el sulfuro de cobre, y sobre todo el sulfuro de cobre y de hierro conocido bajo el nombre de *pirita cobriza*.

La pirita cobriza que es una combinacion natural de sulfuro de cobre y de sulfuro de hierro, es el mineral de cobre mas abundante. Su composicion deducida de la fórmula $CuS + FeS^3$, ó bien $CuS^2 + FeS^2$ da:

Cobre.......	34,79
Hierro.......	29,84
Azufre......	35,37
	100,00

Calentando el cobre piritoso al contacto del aire, se trasforma en ácido sulfuroso y en una mezcla de óxido de cobre y de óxido rojo de hierro, como es fácil de prever. La dificultad de su esplotacion consiste por una parte en la lentitud de su tostion, y por otra en la formacion de una aleacion de hierro y de cobre cuando se trata de reducir los óxidos mezclados.

El cobre piritoso se encuentra con mas particularidad en los terrenos primitivos, tales como el gneiss ó el micaschisto. Algunas veces se encuentra en filones, pero con mayor frecuencia amontonado. Se halla en muchas localidades entre las cuales haremos solo mencion de las de Sainbel, cerca de Lion, las de Fahlum en Suecia, las de Christiania en Noruega, etc. Algunas veces se encuentra en los terrenos intermedios, y en este caso está bien sea entre los schistos arcillosos, bien en la serpentina que alterna con estos schistos. Una parte de las minas de Inglaterra y las del Nuevo-Mundo se encuentran en este caso. Por último, el cobre piritoso se encuentra tambien en los primeros depósitos de los terrenos secundarios. Su situacion entonces se halla ya entre la arenisca roja, ya en los schistos bituminosos que contienen impresiones de pescados que están incrustados algunas veces de cobre piritosoo.

El sulfuro simple de cobre CuS^2 existe en muchas de estas localidades, en el estado de mezcla, con el precedente. Pero no es objeto de una esplotacion particular, sino en los montes ourales en Siberia, en donde no se encuentra el cobre piritoso.

En algunas de estas minas se encuentra accidentalmente cobre metálico, protóxido, y algunas veces deutóxido de cobre, y por último, carbonato de cobre; pero todas estas combinaciones son raras y de poca importancia en la esplotacion actual. Cuando su cantidad relativa aumenta, se encuentran casi siempre mezcladas con sulfuros que exigen el método de esplotacion que se practica en la actualidad. Insistiremos únicamente en el modo de estraccion del cobre piritoso: las otras esplotaciones las examinaremos en seguida de un modo comparativo.

Las sustancias terrosas que acompañan á las piritas cobrizas son ordinariamente silicosas; sin embargo, el depósito metalífero está mezclado algunas veces con arcilla ó con cal fluatada. A estas sustancias, cuya reunion es bastante constante, debe añadirse el estaño oxidado y las piritas arsenicales que se encuentran accidentalmente con el cobre; aun cuando estos minerales metálicos no se hallen combinados químicamente, es imposible, sin embargo, el separarlos en su totalidad por la simple preparacion mecánica.

Segun esto, se advierte que las partes constituyentes del mineral preparado para la fundicion son: cobre, hierro, azufre, estaño y arsénico en algunos casos, y ademas algunas materias terrosas.

Existen algunos minerales de cobre mas complicados todavía, bien sea por la presencia del sulfuro de plomo, bien por la de las diversas combinaciones de antimonio. En general, se llega á despojar al cobre de estos metales por la operacion del refinado.

Por último, las minas de cobre están acompañadas algunas veces de sulfuro de plata. Entonces se las somete á un tratamiento consecutivo que se describirá en otro capítulo.

2528. La série de operaciones que sufre el mineral se compone de la preparacion mecánica que se ejecuta en la misma mina, de las tostiones y de las fundiciones que las siguen. La preparacion mecánica es bastante sencilla. Se quebrantan los pedazos gruesos con la maza; y cuando están reducidos á fragmentos del tamaño de una avellana gruesa lo mas, se ponen aparte si el mineral es suficiente mentérico. En el caso contrario se criban, y lo que permanece sobre la criba se separa á la mano; la porcion que pasa cae á una corriente de agua y se deposita mas ó menos lejos en

los estanques, en virtud del grueso y de la densidad de los fragmentos.

Tratando de esta manera los pedazos gruesos y sometiendo el polvo al lavado, se concluye por estraer la mayor parte de la pirita cobriza; se mezclan los diversos productos, de manera que se pueda obtener una riqueza media, pero es importante observar que la igualdad en el producto que se obtiene, es enteramente independiente de la naturaleza y de la proporcion de los diversos cuerpos que están contenidos en la ganga. Como la silice juega un papel esencial en el tratamiento, se busca en cada fábrica el modo de establecer unas reglas prácticas para poderse dirigir. Para evitar las variaciones demasiado frecuentes en las dósis, seria necesario emplear unas proporciones constantes, al poco mas ó menos, en los diversos elementos del mineral, lo que no se verifica; pero en Inglaterra se llega á establecer este equilibrio por medio de un procedimiento muy sencillo. Cuando llegan á las fábricas los diversos minerales de Cornouaillez y de otras comarcas, se descargan en unos patios contíguos á las fábricas, y se estienden por capas que reposan unas sobre otras, de manera que teniendo cuidado de tomar de muchas capas á la vez, se obtiene una mezcla sensiblemente uniforme de los minerales que se trata de esplotar.

Tratamiento dél cobre piritoso.

2529. Ántes de esponer detalladamente los diversos procedimientos puestos en práctica para el tratamiento de los minerales de cobre, no será inútil trazar un bosquejo de las operaciones y esponer su teoría. De este modo se hará mas inteligible la descripcion principal.

Los minerales de cobre se someten desde luego á una tostion que cambia su naturaleza. Una parte del azufre se convierte en ácido sulfuroso; otra se escapa sin combinarse con el oxígeno; otra, por último, se desprende en ácido sulfúrico y forma sulfatos de cobre y de hierro. El arsénico esperimenta las mismas alteraciones. Parte de este cuerpo se desprende bajo la forma de sulfuro de arsénico, ó de ácido arsenioso; y parte se convierte en arseniatos. El hierro y el cobre se oxidan parcialmente. Por último, una parte de la pirita escapa á la accion del aire. Las materias terrosas se alteran muy poco.

El mineral se funde despues de tostado, añadiéndole una materia silicosa. El carbon reduce al óxido de cobre, cuyo metal se une á los sulfuros intactos, para constituir un subsulfuro conocido bajo el nombre de *mate*. Las tierras se vitrifican, y la silice se une al óxido de hierro é impide su reduccion. Es necesario que con el mineral tostado haya bastante cantidad de silice para formar silicato de hierro, pero que no sea la suficiente para constituir silicato de cobre. El papel de la silice es muy importante, porque impide al hierro, que se ha convertido en óxido durante la tostion, el que se reduzca al practicar la fusion del mineral tostado. Como el protóxido de hierro es una base mas fuerte que el deutóxido de cobre, siempre que no haya un esceso de silice pasará á las escorias, y todo el óxido de cobre se reducirá pasando su metal á reunirse con el mate. Las escorias y los mates se separan en virtud de su densidad, pasando los mates, como mas pesados, á ocupar el fondo de los crisoles.

El mate obtenido de este modo contiene menos hierro y menos azufre que el mineral, pero no se halla despojado enteramente de estos cuerpos. Se le somete á una nueva tos-

tion que forma gas sulfuroso, sulfatos y óxidos de hierro y de cobre, esta tostion se repite ocho ó diez veces.

Por la fusion de los mates tostados de este modo, se obtiene por último un mate que contiene tan poco hierro y azufre, que ya se presenta un poco maleable. Este producto, conocido bajo el nombre de *cobre negro*, termina el primer periódo del tratamiento.

Al cobre negro se le somete por fin á una operacion particular, conocida bajo el nombre de refinado.

Esta le convierte en cobre en barras, ó en cobre roseta, que se puede ya emplear en los diversos usos á que se aplica este metal.

El tratamiento de los minerales de cobre se divide, pues, en tres épocas bien caracterizadas.

1.° La tostion del mineral crudo, que á causa del volúmen variable de las masas, se efectúa muchas veces por unos métodos particulares; la fundicion del mineral tostado que por la misma causa exige en muchas fábricas unos aparatos particulares.

2.° Las tostiones y fundiciones de los mates que se pueden efectuar en todas sus partes del mismo modo, cualquiera que sea la riqueza de sus minas, puesto que las materias metálicas se hallan concentradas bajo un volúmen que varía poco, y que es independiente de esta riqueza.

3.° El refinado del cobre negro, que puede efectuarse tambien por los mismos procedimientos en todos los ingenios, á escepcion de algunas ligeras modificaciones ocasionadas por la presencia de los metales accidentales que contienen algunas veces al cobre negro.

Tostion de los minerales de cobre piritoso.

2530. Esta tostion se efectúa, bien sea en montones, bien en hornos encajonados, ó bien en hornos de reverbero. En el primer caso es mas larga la operacion, pero exige menos combustible.

La tostion en montones se aplica mas particularmente á los minerales que están bastante cargados de pirita de hierro, para que pueda continuar su combustion, una vez que el monton se ha encendido. La tostion en hornos de reverbero conviene mejor á los minerales ricos en cobre, pero que contienen pocas gangas combustibles.

La tostion encajonada se aplica á los minerales medianos y presenta unos resultados intermedios entre los que se producen por los otros dos métodos.

La tostion de los minerales de cobre no es una operacion indispensable. Sometiéndolos á una simple fusion se dividen en dos productos, los sulfuros metálicos que forman un mate, y las tierras que producen una escoria. Este procedimiento, conocido bajo el nombre de *fundicion cruda*, está puesto en uso en algunas fábricas.

Recientemente se ha puesto en duda la utilidad de la tostion de los minerales pobres, y sobre todo la de los que son poco piritosos. Se ha ensayado comparativamente la fundicion de los minerales tostados, la de los minerales crudos y la de los minerales crudos con adicion de pirita, y se ha encontrado que en general la cantidad de cobre concentrado en el mate aumentaba con la cantidad de azufre que existia en el mineral fundido. No es imposible el modificar este tratamiento en este sentido para todos los minerales de cobre.

Pero sea esto como quiera, veamos la descripcion de los procedimientos puestos en uso en la actualidad.

2531. *Tostion en montones.*—Esta tostion exige mucho tiempo, pero se efectúa sobre una gran cantidad de materia que compensa por lo tanto el tiempo que necesita. Jamás se tratan menos de 5000 quintales de mineral á la vez.

Cuando la pirita cobriza se encuentra mezclada con una proporcion considerable de hierro sulfurado, se practica con buen éxito la tostion en montones. Tal era el caso de la esplotacion que se ejecutaba en Saimbel, cerca de Lion, sobre el mineral de sourcienx. Esta es una pirita de hierro mezclada con una cantidad muy pequeña de pirita de cobre. Esta pirita solo contiene de 4 á 4,5 por 100 de cobre, cuya cantidad es la menor que puede producir una mina que se esplota con alguna utilidad.

La tostion en montones se practica al aire libre y á descubierto. Se pone sobre el suelo una cantidad suficiente de mineral en polvo, que proviene de las tostiones precedentes, para formar una base de 30 pies cuadrados y del espesor de 8 á 10 pulgadas. Despues de haber batido y nivelado la superficie, se estienden por ella dos capas de leña delgada bien seca, parte de encina y parte de leña blanca; sobre estas se pone una tercera de haces, que sirve para contener el mineral.

El arreglo de la leña que compone las dos primeras capas se hace de modo que conserve en frente de cada una de las caras que forman el cuadro de la base, y de un ángulo á otro, unos canales ó respiradores, cuyo ancho es menor que la longitud de los troncos, es decir, de 3 pies al poco mas ó menos á fin de poder colocar sobre los estremos de los troncos que forman los canales otros troncos atrave-

sados. Estos canales se cruzan y comunican; por ellos pasa el aire necesario para la combustion.

La base de la tostion se puede formar tambien con uua tierra cualquiera, teniendo cuidado de colocar solamente por encima una pequeña capa de mineral.

En esta tostion como en todas las demas operaciones metalúrgicas, en que se hace uso de la leña, es de la mayor importancia el que este mineral esté seco. Cuando no lo está arde con mucha dificultad, produce un humo húmedo y apenas suministra llama; de aqui resulta mayor consumo y de consiguiente mayor gasto.

El vacío que forma el espacio de los respiradores que pasan por el centro de la tostion, tiene cerca de 3 pies por cada lado, poco mas ó menos, segun la longitud de los troncos. Este hueco se llena con carbon de leña hasta la altura de 12 á 15 pulgadas.

Sobre este carbon y positivamente en el centro se coloca un tubo vertical que sirve de chimenea, por la cual se introduce el fuego en el monton de tostion. Este tubo, que es de una sola pieza, está construido con chapas muy fuertes. Tiene 6 pulgadas de abertura y 8 1|2 pies de longitud, que forma al poco mas ó menos la altura de un monton de tostion, propio para contener 5000 quintales de mineral. En lo interior del tubo, y en sentido trasversal, se colocan unos pequeños pedazos de leña que sirven de puntales y hacen al tubo mas sólido.

Dispuesta la capa de leña, se carga el mineral apartado en pedazos mas ó menos gruesos, pero que este grueso no esceda del puño. Se estiende desde luego una capa por toda la superficie para facilitar la carga que se empieza siempre por el medio. En seguida se coloca el mineral alrededor del

tubo de manera que quede con igualdad, dejando sobre cada orilla cerca de 2 1|2 pies de reborde. A medida que se eleva el monton se disminuye la carga de los costados, de modo que el monton forma la figura de una pirámide truncada que se eleva disminuyendo hácia su parte superior. Este monton no debe tener nada mas de 10 pies cuando la base tiene 30.

Cuando se ha terminado de cargar el monton de tostion se cubren las cuatro superficies con mineral menudo ó en polvo, empezando por los bordes y continuando hasta llegar á la cúspide de la pirámide. A esta cubierta se la da lo menos 10 pulgadas de espesor, y algunas veces un pie, á fin de cerrar todas las salidas y obligar á elevarse al azufre en vapor.

2532. Dispuesto el monton de esta manera se le da fuego echando por el tubo algunos carbones encendidos; el fuego se comunica poco á poco por toda la estension con el auxilio de la corriente de aire que se introduce por los respiraderos.

Despues de los dos ó tres primeros dias de fuego se consume la leña enteramente; pero como la leña que contenia el tubo que servia de chimenea se ha quemado ya el primer dia, se llena el vacío que deja por algunas balas ó pedazos de mineral grueso que se echan en el centro. Despues se cubre la superficie superior con mineral crudo bien lavado y crivado en pedazos del grueso de una avellana, formando una capa de 8 á 9 pulgadas de espesor. La cubierta de los costados se levanta tambien hasta esta altura, empleando para esto mineral en polvo, y en la arista superior de cada uno de estos costados se forma un rodete de 3 á 4 pulgadas que por lo regular hay que rehacer muchas veces durante la tostion.

Esta precaucion, aunque necesaria, no es tan esencial como la de tapar con cuidado todas las aberturas que se forman, ya sea en los costados ya en las partes bajas del monton; al principio son muy frecuentes estas aberturas por la reduccion que causa en el monton el consumo de la leña. Es de suma importancia el no dejar al humo otra salida que la del vacío que se forma entre los pedazos de mineral. Estas hendiduras se reparan recargando la superficie con mineral menudo, y apretándole por encima con el revés de una pala.

El mineral menudo que se ha puesto en la parte superior del monton, no tarda en hallarse penetrado por el azufre, que se presenta bajo la forma de un líquido negro que se inflamaria al instante si no se tratara de evitar. Asi que el azufre se ha repartido por toda la superficie, lo que sucede ordinariamente despues de los otros dos ó tres primeros dias, se la cubre con tierra de mina que proviene de las tostiones antiguas. Se pone una capa de esta tierra que tenga á lo mas de 2 pulgadas á 2 1|2 de espesor, y en seguida se practican unos agujeros á propósito para recoger el azufre fundido. En Goslar no se sublima el azufre ni aparece á la superficie superior hasta los quince dias; esto proviene de la naturaleza del mineral que necesita un calor muy fuerte para abandonarle.

Los agujeros de que hemos hablado se practican por medio de un pedazo de plomo de figura semi-esférica fijado á la estremidad de un mango de madera. La forma que se les da es la de un cono inverso de 7 á 8 pulgadas de profundidad sobre 10 á 12 de diámetro.

Basta practicar sobre un monton de tostion 25 de estos agujeros que se hacen al poco mas ó menos iguales, y cuyas

paredes se unen todo lo posible por medio de la misma tierra de mina; hay que tener gran cuidado en reparar las aberturas que se adviertan.

Asi que se han preparado los agujeros, el azufre no tarda en reunirse bajo la forma de un líquido espeso que se estrae dos ó tres veces al dia. Se saca con una cuchara de hierro y se vierte en una cuba que contiene agua; el azufre se solidifica y al reunirse toma la forma de un cubo.

2533. En tiempo de Schlutter se estraia en Basharz azufre en estalatitas que se conocia con el nombre de *azufre vírgen*, dejando una abertura en una de las superficies del monton por la cual goteaba bajo diversas formas; pero este método no está puesto en uso hace mucho tiempo; se ha reconocido que ocasionaba muchas pérdidas.

Un monton de tostion de este género compuesto de 5000 quintales permanece en combustion lo menos seis meses; durante este tiempo se recogen cada dia de 20 á 25 libras de azufre; algunas veces se recoge mucha mayor cantidad, otras menos, y algunos dias nada. Estas variaciones dependen de la estacion, de los vientos y del cuidado del obrero encargado de conducir la tostion.

En Goslar se ha observado que las estaciones mas favorables para obtener la mayor cantidad de azufre eran la primavera y el otoño, y que los vientos de oeste y de nor-oeste eran contrarios; algunas veces obran con tanta energía, que el azufre se quema. Las grandes lluvias pueden sofocar la tostion. En el primer caso, se detiene la combustion del azufre con mineral menudo que se estiende por toda la superficie; y en el último es necesario abrir el monton por uno de sus costados para dar entrada al aire y reanimar la combustion.

En Chessy, por el contrario, siendo el clima mucho mas cálido, ha observado Jars que el viento mas favorable para obtener la mayor cantidad de azufre, es el del norte cuando el aire está seco y frio; pero las lluvias son igualmente contrarias cuando continúan mucho; los grandes calores tampoco producen buen efecto.

Para preservar al monton de los vientos contrarios, puede ponerse por el lado que atacan una especie de pantalla que pase de la altura del monton. Tambien podria construirse por encima una tela dispuesta á propósito para preservarle de las lluvias. Pero estos medios que ya han sido ensayados por Jars, han parecido inútiles comparándolos con una tostion semejante en que no se habian empleado.

Una tostion de 5000 quintales puede suministrar 50 quintales de azufre bruto; pero no debe contarse sobre esta cantidad, puesto que el mineral puede ser mas ó menos sulfuroso. El producto solo debe basarse en la totalidad de muchas tostiones, cuyo resultado medio parece ser de 30 á 40 quintales.

2534. *Tostion encajonada.*—Este método, puesto en uso muchas veces por los antiguos metalurgistas, no nos parece bastante económico para que debamos recomendar su empleo.

Para verificarlo se practica un foso mas ó menos largo, cuyo fondo y paredes están guarnecidos de ladrillos. El fondo presenta una ligera inclinacion; la parte que debe formar la boca del horno está colocada mas baja que el costado opuesto hácia el cual se dirige el humo. Sobre los costados y fondo del horno se levantan unas paredes que sirven para aumentar su capacidad. Por último, en la pared del fondo se practican unas aberturas que dirigen al humo á unas cámaras de condensacion, en las cuales puede depositarse el azufre en vapor.

Se dispone una capa de leña sobre el suelo y se cargan sobre ella los pedazos gruesos de mineral; estos se cubren de mineral mediano, y por último se cubre este con una buena capa de mineral menudo, para cerrar toda salida al humo. La última capa se humedece y bate bien para darla consistencia. Todas las hendiduras que se advierten se tapan con cuidado.

La leña se enciende por la parte libre del horno; el humo atraviesa el monton de tostion y se escapa por las aberturas practicadas en el muro del fondo que cubre al horno, pasa á las cámaras de condensacion, y por último se esparce en la atmósfera por las chimeneas que terminan el aparato.

Se operan sobre 80 ó 100 quintales á la vez; la tostion dura algunas semanas, y á cada operacion se recoge el azufre que está en las cámaras.

Este método, asi como el de la tostion en montones, podrá probablemente reemplazarse por otro mas económico y eficaz. Los minerales á que se aplica solo tienen precision de llegar al punto de ignicion; el azufre y los metales al arder desprenden bastante calor para que la tostion continúe por sí misma. Desde este momento parece que por medio de un horno de cal contínuo podrá verificarse la tostion sin otro gasto de combustible que aquel que seria necesario para encender las primeras cargas.

La temperatura podrá elevarse demasiado, y esto ocasionaria la fusion de los sulfuros y produciria mates; pero practicando unas aberturas á diversas alturas se podria moderar la entrada del aire en el horno, y modificar por este medio la temperatura segun conviniese.

2535. *Tostion en horno de reverbero.*—El mineral que se esplota en las fábricas de Swansea, en Inglaterra, contiene

de 8 á 8,5 por 100 de cobre. Su ganga contiene fluoruro de calcio; está mezclada con pirita arsenical ó con algunos arseniuros metálicos. La proporcion de arsénico que contiene es bastante grande, y por lo tanto no puede efectuarse su tostion al aire libre sin peligro. Este solo motivo bastaria para recomendar el empleo del horno de reverbero; pero parece ademas que la rapidez del trabajo ha contribuido su adopcion. La tostion en montones sobre grandes masas haria detener un capital considerable que el método inglés no exige de ninguna manera.

Las figuras 1, 2 y 3 de la lámina 48 representan el horno de tostion que se emplea en Swansea.

El plano de este horno (figura 3) presenta el suelo y la hornilla ó fogon que están dispuestos como en todos los hornos de reverbero.

Estos hornos descansan sobre una arca (figs. 1 y 2, *aa*), á la cual se hace caer el mineral tostado; están construidos enteramente de ladrillos y armados en hierro, como se advierte en la elevacion figura 1.

El suelo (figura 2 m, y 3, S) presenta, al poco mas ó menos, la forma de una elipse truncada en las dos estremidades de su grande eje; está colocado en sentido horizontal y construido de ladrillos infusibles colocados de canto; puede deshacerse y repararse sin alterar la bóveda sobre que reposa; está atravesado de agujeros (*a*, *a*, *a*, *a*, figura 3) colocados delante de cada puerta, que sirven para hacer caer el mineral tostado al arca.

Las dimensiones del suelo varían $5^{m},20$ á $5^{m},80$, y de $4^{m},30$ á $4^{m},09$ (1). El fogon varía de $1^{m},40$ á $1^{m},55$

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

en un sentido sobre $0^m,92$ en otro. El puente que separa al fogon del suelo del horno tiene $0^m,61$ de espesor (figuras 2 y 3 r).

En la fábrica de M. Vivian está atravesado el puente por un canal longitudinal (figura 6 *a á*), que está en comunicacion por sus dos estremidades con el arca esterior, y que comunica con el suelo del horno por los conductos *b*, *b*, *b*. Esta disposicion es muy ventajosa; por ella se encuentran siempre los minerales en contacto con un aire puro, que es mucho mas á propósito para la tostion que el que atraviesa el fogon.

La bóveda del horno baja desde el puente del fogon hasta la chimenea (figuras 2, v, v). Su altura sobre el suelo es de $0^m,65$ en el primer punto, y de $0^m,20$ á $0^m,30$ en el segundo.

Estos hornos tienen cuatro ó cinco puertas; una para el fogon (figura 1 p), y tres ó cuatro para el trabajo; cuando tienen tres, las dos están colocadas sobre una cara longitudinal y la tercera sobre la otra. En el caso de tener cuatro se colocan dos á cada costado, de modo que caen unas en frente de otras; estas aberturas tienen $0^m,30$ por cada lado, sus contornos son de fundicion (figuras 1 y 2, *t t t t*).

La chimenea está colocada en el ángulo del horno (figura 3, c) lo cual exige un tubo inclinado que la ponga en comunicacion con el horno. Su altura puede ser de $6^m,50$ á 8 metros.

Para cargar el mineral existen en la parte superior de la bóveda del horno dos tolvas colocadas en frente de las puertas (figuras 1 y 2, T T); estas están compuestas de cuatro placas de hierro, superpuestas por dos cajas de hier-

ro tambien; estas tolvas tienen unas dimensiones correspondientes al volúmen de las cargas.

Estos hornos sirven para la tostion del mineral y para la de los mates. Algunas veces para la tostion de los mates se emplean unos hornos de dos pisos; en este caso sus dimensiones son algo mas pequeñas que las de los hornos que acabamos de describir. A cada suelo corresponden dos puertas, y para que los obreros puedan trabajar en el piso superior se dispone un puente movible de madera sobre los costados del horno.

2536. El mineral se trasporta á la fundicion en unas medidas de madera que contiene cada una un quintal; los obreros encargados de la calcinacion llevan el mineral á las tolvas del horno de tostion, y desde estas cae al suelo; los obreros la estienden con uniformidad por toda la superficie por medio de unos urgones de hierro. La carga que se pone en los hornos es de 3000 á 3500 kilógramas (6540 á 7630 libras).

Se pone el fuego y se va aumentando gradualmente, de modo que al fin de la operacion sea tal la temperatura, que el mineral pueda soportarla sin fundirse ó sin aglutinarse. Para prevenir la aglutinacion y ayudar á la combustion del azufre, se renuevan las superficies removiendo el mineral de hora en hora. Al cabo de doce horas la tostion se encuentra ordinariamente terminada: entonces se hace caer el mineral al arca que está debajo del suelo del horno por medio de unos agujeros que hay delante de las puertas. Cuando el mineral está bastante frio para poderse remover, se le retira del arca y se le conduce al monton de mineral tostado.

El mineral no cambia sensiblemente de peso en esta ope-

racion, porque gana al poco mas ó menos en óxigeno lo que pierde en azufre y en arsénico. Si la tostion ha sido bien dirigida, el mineral se presenta en polvo negro. Este color es debido á la presencia de los óxidos de cobre y de hierro. De la cantidad de hierro que contiene el mineral solo se oxida una pequeña porcion: el azufre se desprende en forma de ácido sulfuroso.

En el número de las perfecciones económicas introducidas recientemente en la fabricacion del cobre en Inglaterra, es necesario contar la mejor disposicion de los hornos de tostion, que facilitan la entrada del aire para hacer esta operacion con mayor rapidez. Ademas de esta mejora se han tanteado otras que tienen por objeto principal la salubridad de los establecimientos y de sus alrededores.

2537. En el tratamiento de los minerales de cobre ocasiona la tostion unos vapores bastante abundantes para formar sobre las fábricas una nube de humo blanquinoso que se deja percibir de muchas leguas. Estos humos son perjudiciales, porque su accion corrosiva destruye la vegetacion á muchos centenares de toesas alrededor de los establecimientos, y su influencia deletérea se estiende mucho mas lejos todavía. Esta accion debe ser tambien muy nociva para los animales, como parece si se juzga al menos por la naturaleza de la sustancia volatilizada. En efecto, ademas de los productos habituales de la combustion del carbon se encuentran en el humo de los hornos de tostion las sustancias siguientes:

1.° Acido sulfuroso.
2.° Acido sulfúrico.
3.° Acido arsenioso.
4.° Arsénico que se escapa á la combustion.

5.° Compuestos volátiles de fluoruro.

6.° Materias sólidas arrastradas por la corriente de gas.

El ácido sulfuroso y el ácido sulfúrico provienen de la combustion del azufre de la pirita cobriza. La formacion del ácido sulfúrico resulta sin duda de la presencia del vapor de agua formado por la combustion del hidrógeno del combustible que se emplea.

El arsénico proviene de los arseniuros que están mezclados con el mineral, y pasa parte al estado de vapor y parte se quema produciendo ácido arsenioso.

El fluoruro de calcio contenido en la ganga debe descomponerse por la silice y trasformarse en silicato de cal y en fluoruro de silicio gaseoso; y aun tambien puede formarse fluoruro de arsénico, que reaccionando sobre el agua, se trasformará en ácido hidro-fluórico y en ácido arsenioso. Este es por lo menos el único modo de esplicar la presencia del ácido hidro-fluórico en los vapores, la cual se ha demostrado constantemente por la accion corrosiva que estos vapores ejercen sobre el vidrio.

Habiendo escitado muchas veces estas fábricas las justas quejas de sus circunvecinos, se dirigió la atencion pública hácia este objeto, y se abrió una suscricion cuyo fondo fué destinado á recompensar los daños y buscar el mejor medio posible para la completa destruccion de estos vapores que en Inglaterra llaman *humo de cobre*.

M. John Vivian, que se habia ocupado ya de este objeto, no tardó en hacerle llegar á un grado de perfeccion que es dificil superar. Este químico puso en práctica el único procedimiento que podia aplicarse con ventaja en una circunstancia en que era necesario obrar á la vez sobre materias tan variadas. Este procedimiento consistia en la absorcion ó la

condensacion de los vapores por el contacto del agua fria.

2538. Sentado esto, el aparato es bien sencillo de establecer con respecto á su construccion general. Consiste, pues, en un canal largo, al cual se hace llegar el agua fria en forma de lluvia fina, y que recibe por una de sus estremidades los vapores que provienen de la tostion. La otra termina por una chimenea que comunica con un horno de tiro, y al cual se le puede dar diversas aplicaciones para utilizar el combustible. M. Vivian ha hecho para este objeto un horno de fusion.

Examinemos ahora el aparato mas detenidamente. Este se compone de un canal largo que atraviesa toda la fábrica, y se prolonga en línea recta fuera de ella á una distancia de cerca de 92 metros (328,44 pies). La estremidad esterior comunica con una chimenea de 30 metros de elevacion (107,10 pies). Entre la fábrica y la chimenea hay cuatro cámaras de condensacion, en las cuales el humo se encuentra en contacto con el agua. El canal sube ligeramente hasta llegar á la primera cámara. Despues desciende tambien con suavidad hasta desembocar en la gran chimenea, á fin de que el agua corra en la direccion del humo; esto tiende al mismo tiempo á favorecer el tiro en vez de obstruirle. Cada cámara tiene un estanque de cobre (1) atravesado, de pequeños agujeros con las rebabas hácia abajo para favorecer la formacion de las gotas de agua. Las láminas de cobre que forman el estanque tienen tal espesor, que cada pie cuadrado pesa 3 libras. Los agujeros tienen 1|16 de pulgada de diámetro; están practicados sobre líneas diagonales, y media una pulgada de

(1) Creo que se encontraria una economía en construirlas de plomo, para lo cual no veo ningun inconveniente por otra parte.

distancia entre cada uno de ellos; un pie cuadrado contiene cerca de 250. El interior de las cámaras está dividido por unos tabiques verticales, y colocados de manera que dejan alternativamente un espacio libre, unos por la parte de abajo, y otros por la de arriba para que el humo pueda circular en sentido horizontal.

Segun esta disposicion, se concibe que el estanque está lleno de agua; que esta cae en gotas por los agujeros al intérvalo que forman los tabiques, y que el humo hace atravesar forzosamente por esta lluvia fina á la mayor parte de las materias sólidas y solubles que contiene. Asi el arsénico se deposita totalmente en las cámaras, y queda flotando en el agua; el ácido arsenioso se deposita en parte, y en parte se disuelve; el ácido sulfúrico y los productos fluóricos se disuelven ó descomponen; por último, el ácido sulfuroso, aunque menos soluble, desaparece casi enteramente. Con respecto á las sustancias arrastradas por la corriente de aire, se depositan en forma de lodo en el fondo de las cámaras y del canal.

Cuando el humo sale de las cámaras de condensacion ya no retiene entre todas estas materias nocivas sino una cantidad de ácido sulfuroso que solo asciende á 1|38 de lo que contenia antes. Esta cantidad se evalúa en un 5 por 100 al salir de los hornos, por lo cual la cantidad que le queda solo equivale á 13|10,000. Es necesario observar ademas que el humo purificado de este modo se eleva con mayor facilidad en la atmósfera, y de consiguiente se divide mucho mas antes de volver á caer sobre las cercanías.

Todas las demas tentativas que se han puesto en práctica para este objeto no han tenido un resultado satisfactorio. El empleo de la cal en papilla ó en disolucion no ha sido de

buen éxito, y por otra parte es demasiado costoso. Lo mismo sucede con el carbon candente, que debia absorber al óxigeno de los ácidos y dejar á descubierto al azufre y al arsénico.

Mas de una vez se ha pensado en calcinar el mineral en vasos cerrados; pero el azufre obtenido estaria muy lejos de compensar la pérdida de combustible. Por último, se ha querido trasformar el ácido sulfuroso en ácido sulfúrico, pero la esperiencia ha demostrado que la reaccion no se verificaba entre este gas y el ácido nitroso, probablemente á causa de la gran cantidad de aire con que está mezclado, y de la rapidez de la corriente. Es de admirar á la verdad, que entre las numerosas tentativas que se han hecho para este objeto no se haya hecho uso del hidrógeno sulfurado ó mas bien de los sulfuros solubles. El sulfuro de calcio, por ejemplo, que no seria muy costoso preparándolo por medio del yeso y del carbon, absorberia mejor las últimas porciones de ácido sulfuroso, pasando al estado de hiposulfito; advirtiendo, que no seria necesario hacer uso de él sino despues de haber producido el agua todo su efecto.

Fusion del cobre piritoso para mates y cobre negro.

2539. El mineral de cobre piritoso en ciertas fábricas es sometido á una fusion inmediata, que tiene por objeto el separarle de su ganga. Los sulfuros y las materias terrosas, fundidas simultáneamente, se separan en razon de la diferencia de sus densidades. El cobre se concentra en los sulfuros que se someten en seguida á la tostion, de lo cual trataremos mas adelante.

Las fábricas en que no se ha adoptado la fundicion cru-

da, y que son las mas numerosas, someten á la fusion su mineral tostado, y obtienen tambien sulfuros y escorias; pero los sulfuros están menos cargados de azufre.

Cualquiera que sea el procedimiento que se haya seguido, los sulfuros que contienen cobre, hierro y azufre, haciendo abstraccion de los metales accidentales, deben someterse á un tratamiento destinado á convertir el azufre en ácido sulfuroso, el hierro en silicato de protóxido y el cobre en metal casi puro.

Para esto se someten los sulfuros á la tostion. El azufre se convierte en ácido sulfuroso, el hierro y el cobre en óxidos, y fundiendo el resíduo de esta tostion con cuarzo y carbon en las proporciones convenientes, se reduce el óxido de cobre, y el protóxido de hierro se convierte en silicato neutro, que es irreducible por el carbon.

Estos resultados se verifican por diversos procedimientos que vamos á esponer sucintamente.

2540. *Fundicion para mate y cobre negro en el horno de manga.*—En la fábrica de Saimbel se somete el mineral tostado á la fusion en un horno de manga de 1,70 metros (6,0690 pies) de altura, por 0,96 (3,4272 pies) de profundidad, y 0,55 (1,9635 pies) de largo. El aire es suministrado por dos fuelles piramidales.

Para escorificar el óxido de hierro é impedir su reduccion se añade cuarzo al mineral. El cuarzo se reemplaza ventajosamente por el mineral de Chessy, que contiene cerca de 50 á 60 por 100 da arena silicosa y 15 á 18 por 100 de cobre metálico; por este medio se obtiene el mate mas rico.

Para facilitar la fusion se añaden cerca de 50 por 100 de escorias que provienen de las fundiciones anteriores. Es-

tas escorias contienen una cantidad muy grande de óxido de hierro combinando con la silice, y apenas unas pequeñas señales de cobre. Generalmente son muy fluidas, y no se hacen pastosas sino cuando se añade á ellas una cantidad demasiado grande de cuarzo ó de mineral cuarzoso. Cuando falta esta sustancia son muy fluidas, y las cargas descienden con demasiada precipitacion, el mate se mezcla en parte con las escorias y forma unos pequeños huesos de un color gris claro, que espresan los fundidores diciendo que el *mate reflorece*. La ausencia de la silice ocasiona la reduccion del óxido de hierro, y entonces forma un depósito que adhiere al fondo del horno y obstruye su marcha. Los fundidores dicen en este caso que las escorias estan demasiado secas.

Si por el contrario, el cuarzo es demasiado abundante, la mezcla se hace mas refractaria y las escorias muy pastosas; las cargas descienden entonces con lentitud, y el óxido de hierro permaneciendo mucho tiempo en contacto con el carbon, se reduce en parte y se forma, como en el primer caso, unos botones de hierro en el fondo del horno. Entonces se consume mucho mas coke para fundir la misma cantidad de mineral que en el primer caso, y dicen los obreros que las escorias son demasiado crasas.

Segun el aspecto de las escorias que corren constantemente delante del horno juzga el maestro fundidor de las proporciones mas convenientes de mineral tostado, de cuarzo y de escorias para obtener una buena fundicion. Segun la *nariz* que se forma en la tobera, juzga de la proporcion de combustible que se ha de emplear relativamente á la materia que se ha de fundir. Si la nariz es demasiado corta, la temperatura será demasiado elevada; el fundidor en este caso carga mas mineral para la misma cantidad de combusti-

ble; lo contrario practica si es demasiado larga. Su longitud debe ser ordinariamente de 4 á 6 pulgadas.

Cada horno funde por lo regular 2500 á 3000 kilógramas (5450 á 6540 libras) en 24 horas. En este intérvalo solo se atraviesa ó hace correr la materia fundida una vez por lo general. Despues de atravesar limpian los fundidores con unos útiles de hierro á propósito el fondo del horno, y separan en cuanto es posible el hierro reducido que se ha depositado, á fin de dejar mas espedito el paso al mate y á las escorias. Aun cuando esta operacion se practique todos los dias, y se ponga la mayor atencion en añadir la cantidad de materias cuarzosas mas conveniente para la escorificacion del óxido de hierro, siempre se reduce una buena porcion, y el fondo del horno se eleva de tal manera al cabo de 11 ó 12 dias, que si se continuara el depósito se alcanzaria bien pronto á la nariz. Entonces es preciso detener la fundicion y vaciar el horno para limpiarle y repararle por su interior.

2541. Al mate que proviene de esta fundicion se le cuela en panes redondos, se le quebranta en fracmentos del grueso de un huevo, y se le somete á diez tostiones consecutivas en unas cajas cerradas por tres costados por medio de unas tapias.

En los cinco primeros fuegos solo se emplea la leña en haces, y en los cinco últimos haces y leña de encina. Cada tostion se compone de 14,000 kilógramas (30,520 libras) de mate ordinario, al cual se añade al quinto fuego el *mate rico* que proviene de la fundicion de la tostion precedente.

Despues de haber recibido diez fuegos, se funde el mate en los mismos hornos de manga que sirven para la fusion del mineral tostado, con adicion de escorias de la misma fundicion, y de un poco de cuarzo.

A esta misma fundicion pasa el cobre de las cajas de cementacion, las espumas de los hornos de refinacion, etc. Se obtiene cobre negro, mate llamado *rico*, que contiene 50 á 55 por 100 de cobre, y escorias que se repasan en la fundicion siguiente.

2542. M. Gueniveau ha hecho el análisis de las escorias que resultan de la fundicion de lámina tostada y de las que resultan de la fundicion de los mates tostados. Las que provienen de la fundicion del mineral tostado contienen:

Silice	31	35
Protóxido de hierro	67	41
Oxido de zinc	2	3
Barita	0	12
Alumina	0	4
Cal	0	3
Magnesia	0	2
	100	100

El análisis de la primera de estas escorias se confunde con el de una escoria de forja, de la cual presenta por otra parte todos los caracteres.

La segunda tiene una composicion mas complicada. La barita que contiene proviene del sulfato de barita contenido en el cuarzo que se emplea. La silice se une á la barita como debia esperarse, y el ácido sulfúrico descompuesto por el carbon cede su azufre al mate. Estas variaciones en la composicion de las escorias dependen sobre todo de la de las variaciones de composicion de las materias cuarzosas que se emplean como fundente.

Si es cierto que la adicion de azufre es útil para el tratamiento de los minerales pobres se podria mezclar en defecto de las piritas de hierro con el mineral crudo en la *fundicion cruda*, yeso ó sulfato de barita, que como se advierte suministra cal ó barita á las escorias y azufre á los mates.

La fundicion de los mates tostados se verifica con adicion de escorias de las primeras fundiciones y de cuarzo; fácil es el prever que la naturaleza de las segundas escorias debe diferir poco de la de las primeras. Véase su composicion:

Silice	22	ó bien silice	22
Protóxido de hierro	90	Protóxido de hierro	54
Cal	3	Cal	3
Azufre	3	Sulfuro de hierro cuadri-básico	23
	118		102

Esta escoria estaba sin duda mezclada con mate porque contenia evidentemente hierro sin oxidar y unido al azufre, puesto que se disolvia en los ácidos débiles con efervescencia, y produce hidrógeno de un olor hediondo.

Pero sea como quiera, la presencia de una gran cantidad de silicato de protóxido de hierro forma tambien el carácter dominante de la escoria, y en él se encuentran algunas señales exactas del papel que juega la silice en este tratamiento.

M. Gneniveau ha sido el primero que ha dado, segun los análisis que preceden, la verdadera teoría del tratamiento de los minerales de cobre. Esta teoría puede recibir modificaciones en los pormenores, ofreciendo muchas veces las materias que se emplean unas mezclas que complican la natu-

raleza de los productos. Pero no queda duda de que el tratamiento de un mineral piritoso puro seria posible y aun fácil por la sola adicion de la sílice atendiendo á la teoría que prescribe el determinar la cantidad de las materias, de modo que se produzca un silicato neutro de protóxido de hierro dejando al cobre en libertad.

2543. *Fusion en horno de reverbero para el mate y cobre negro.*—El método que se emplea en Inglaterra difiere esencialmente del precedente, en que los mates que se obtienen se someten á tostiones y fusiones alternativas, y no como en el caso precedente que solo esperimentan una série de tostiones que terminan por una sola fusion.

La tostion de los mates se ejecuta en el horno que hemos descrito para la tostion del mineral. Su fusion se verifica en un horno particular, representado en la lámina 48, figuras 4 y 5.

El suelo es de forma elipsoidal, pero sus dimensiones son mas pequeñas que las de los hornos de tostion. Su longitud no escede de 3,37, á 3,42 metros (1), y su ancho varía de 2,30, á 2,45 metros.

El puente del fogon *r r* es un muro de ladrillos de 0,61 metros de espesor. El fogon *n n* es mas grande proporcionalmente que en los hornos de tostion siendo sus dimensiones de 1,07 á 1,22 metros de longitud por 0,92 á 1,07 de ancho. Se dan estas proporciones al fogon porque es necesario producir una temperatura bastante alta para fundir el mineral. Por la misma causa estos hornos solo tienen un pequeño número de aberturas. Ordinariamente solo existen tres; una para el fogon *p*, otra en el costado *h*, que está casi

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

siempre cerrada; esta abertura solo sirve para arrancar las materias adheridas al suelo del horno, ó para entrar en él cuando hay que hacer alguna reparacion; por último, la tercera, colocada en la parte de delante del horno, debajo de la chimenea *z*, se llama *puerta del trabajo*; sirve para retirar las escorias y para remover las materias fundidas, etc.

El suelo está hecho de arena infusible, está ligeramente inclinado hácia la puerta del costado para facilitar la salida de los mates; debajo de esta puerta, en la pared del horno, hay un agujero destinado á dar salida á los mates. Un canal de hierro *o o* los conduce á un foso *p*, en cuyo fondo hay un recipiente de fundicion que se puede elevar por medio de una polea. El foso está lleno de agua, el mate al caer en él se divide en granallas que se reunen en el recipiente. Estos hornos tienen en la parte superior una tolva.

2544. Algunas veces los hornos de fusion son al mismo tiempo hornos de tostion; cerca de Swansea existen algunos que se aplican para estos dos objetos: estos hornos estan compuestos de tres pisos. El piso inferior está destinado para la fusion del mineral tostado, y los otros dos para la tostion. Siendo mas inferior la temperatura en el piso superior, se pone en este á desecar el mineral que se ha de tostar, y su tostion se termina en el segundo piso; dos agujeros cuadrados practicados en los suelos superiores los ponen en comunicacion entre sí y con el piso inferior; estos agujeros están cerrados durante la operacion por medio de una placa de chapa de hierro que se separa cuando conviene. Los suelos superiores estan construidos de ladrillos; su posicion es horizontal, y por la parte inferior estan ligeramente abovedados; su espesor es el de dos ladrillos; sus dimensiones son mayores que las del suelo inferior; estas se prolongan sobre

el fogon. El horno presenta dos puertas en los pisos destinados para la tostion, y estan colocadas en uno de sus costados. En el inferior hay otras dos, pero estan dispuestas de diverso modo; la primera está delante del horno y sirve para retirar las escorias, revolver el metal etc., y la otra que está situada en el costado sirve para la reparacion del horno; debajo de esta puerta está el agujero de colar, que comunica por medio de un canal de fundicion con un foso lleno de agua.

Las dimensiones de este horno, en ancho y longitud, son sensiblemente las mismas que las del horno de fusion descrito anteriormente; su altura es al poco mas ó menos de 4 metros (14,28 pies), y se le carga por medio de dos tolvas.

2545. Este segundo periodo del trabajo se divide ordinariamente en muchas operaciones que vamos á indicar en pocas palabras.

1.° Fusion del mineral tostado, que produce un primer mate y escorias.

2.° Tostion del primer mate.

3.° Fusion de este mate tostado, que produce un segundo mate y nuevas escorias.

4.° Tostion del segundo mate.

5.° Fusion del segundo mate tostado, que produce cobre negro y una tercera variedad de escorias.

6.° Recocion del cobre negro, cuya operacion se prepara para el refinado.

En la fábrica de M. Vivian se obtiene el cobre negro con mas rapidez. La segunda fusion le suministra como en Saimbel; pero basta para el mate una sola tostion, mientras que en Saimbel se necesitan diez.

Véanse algunos detalles sobre estas operaciones.

1.° El mineral tostado se entrega á los fundidores en unas medidas que contienen un quintal; estos le vierten en las tolvas; y cuando ha caido todo al fondo del horno le estienden con igualdad, cierran la puerta y la enlodan.

Despues se añaden al poco mas ó menos dos quintales de escorias que provienen de la fundicion del mate tostado. El objeto de esta adicion es no solo estraer el cobre que pueden contener estas escorias, sino aumentar tambien la fusibilidad de la mezcla. Algunas veces, cuando la composicion del mineral lo exige, se añade tambien cal, arena y fluoruro de calcio. Muchas veces se hace uso de este último fundente.

Luego que el horno está cargado se le da fuego, y el único cuidado del fundidor consiste en conservar la temperatura de modo que se pueda obtener una fusion perfecta. Cuando esto se ha verificado se levanta la puerta, y se remueve la masa líquida para completar la separacion del mate y de las escorias y para impedir que las materias fundidas adhieran al suelo. Cuando la fusion es completa, el fundidor hace salir las escorias por la puerta situada delante del horno retirándolas con un urgon de hierro. Libre ya el mate de las escorias, se pone una segunda carga de mineral tostado para aumentar el baño de los mates; la fundicion de esta segunda carga se ejecuta como la de la primera. De este mismo modo se hacen varias cargas de mineral tostado, hasta que el mate reunido en el suelo del horno llegue al nivel de la puerta, lo que sucede ordinariamente despues de la tercera carga. Entonces se abre el agujero de color, el mate pasa al foso lleno de agua, y allí se convierte en granalla por su inmersion. En seguida se reune en el recipiente que ocupa el fondo del foso. El mate reducido á granalla es de un co-

lor gris de acero. Su fractura es compacta y su brillo metálico.

Las escorias contienen muchas veces granalla metálica; para estraerla se quebrantan y separan con cuidado. Todas las porciones que contienen algunas partes de mate se refunden en una operacion accesoria. Las que no contienen granalla se desechan; algunas veces se amoldan en ladrillos muy gruesos al tiempo de salir del horno, y entonces se emplean en las construcciones. Estas escorias son negras, y el cuarzo que no se ha fundido las da una apariencia porfírica.

Estas escorias contienen:

Silice.....................	59,0
Protóxido de hierro...	26,0
Oxido de cobre........	1,0
Oxido de estaño........	0,7
	86,7

Este análisis incompleto manifiesta sin embargo que la teoría de M. Gueniveau se aplica al tratamiento inglés. Hace ver tambien que el esceso de silice que presentan las escorias, puesto que una parte del cuarzo no entra en fusion, determina la formacion de cierta cantidad de silicato de cobre, que determinando con mas exactitud las cantidades de materia se podrian evitar. Estas escorias deben contener cal puesto que se hace uso del fluoruro de calcio para fundente.

Cuando se ha recogido de la fundicion precedente una cantidad bastante grande de escorias que contienen granallas, se las funde separadamente. El único objeto de esta

operacion es el separar las granallas de las escorias con que estan mezcladas. Aqui se obtiene un mate análogo al que se obtiene en la primera fundicion y escorias que se desechan. Estas escorias son viscosas y tenaces; sin embargo, el cobre se separa de ellas con facilidad.

El mate en granalla que proviene de la primera fusion contiene ordinariamente 33 por 100 de cobre; es cuatro veces mas rico que el mineral, y su masa disminuye constantemente en la misma proporcion. Como de ordinario contiene cobre, hierro y azufre.

En la operacion que acabamos de describir se busca el medio de hacer una mezcla fusible de las tierras y de los óxidos, de modo que el mate de cobre pueda en razon de su mayor pesantez específica colocarse en la parte inferior y separarse exactamente de las escorias. Este objeto se consigue en la mayor parte de los casos por medio de las escorias que hacen parte de la carga; estas estan compuestas casi en su totalidad de silicato de hierro. Cuando los minerales son muy difíciles de fundir, se añaden á la carga 50 kilógramas (109 libras), al poco mas ó menos, de fluoruro de calcio; pero esta adicion es necesario hacerla con precaucion para no aumentar demasiado la masa de las escorias, y sobre todo para evitar los inconvenientes que presentaria un esceso de cal. Es de presumir que por la cal que puede producir el fluoruro de calcio quedaria el óxido de hierro en libertad, y determinaria su reduccion; los mates se harian mas ferruginosos, y por consiguiente menos fusibles.

El trabajo en esta primera fusion marcha dia y noche. Se hacen comunmente cinco cargas en veinte y cuatro horas. Cuando todas las circunstancias son favorables, es decir, cuando el mineral es fusible, el carbon de primera cali-

dad y el horno está en buen estado, se pueden hacer hasta seis cargas al dia. La carga en mineral es de 1522 kilógramas (3317,96 libras), de modo que un horno de fusion corresponde al poco mas ó menos á un horno de tostion; este último da 7000 kilógramas (152,60 libras) de mineral tostado en cada veinte y cuatro horas.

II. El mate que resulta de la operacion precedente necesita una nueva tostion que oxide al hierro y que convierta al azufre en gas sulfuroso. Esta tostion es mas fácil de ejecutar que la primera, porque el mate se encuentra ya libre de las sustancias terrosas que antes le preservaban de la accion del aire. Esta tostion se ejecuta en el mismo horno y del mismo modo que la del mineral. El mate se remueve contínuamente á fin de esponer toda su superficie á la accion del aire caliente, y para impedir al mismo tiempo su aglutinacion. La operacion dura veinte y cuatro horas; durante las seis primeras debe ser el fuego muy moderado, porque el mate posee todavía su fusibilidad primitiva; pero á medida que el azufre se convierte en gas sulfuroso y los metales en óxidos, la fusibilidad del mineral disminuye; puede soportar una temperatura mas elevada, que se debe aumentar gradualmente hasta el fin de la tostion. La carga es como en la primera tostion de 3045 á 3522 kilógramas.

III. Terminada esta tostion, se funde de nuevo la materia añadiéndola escorias de las últimas operaciones muy ricas en óxido de cobre, y algunos despojos de suelo que estan igualmente inpregnados de esta sustancia. Las proporciones en que deben estar estas materias varían segun la calidad del mate tostado. En esta segunda fusion se reduce el óxido de cobre contenido en las escorias por el azufre que queda en el mate tostado: una parte del azufre pasa al esta-

do de ácido sulfuroso, mientras que la otra forma un sulfuro con el cobre que ha quedado libre. El mate contiene ordinariamente una cantidad de azufre suficiente para reducir completamente al óxido de cobre; en el caso contrario, lo que sucede si la tostion del mate se ha prolongado mucho, se añade una pequeña cantidad de mate sin tostar que suministrando azufre facilita la conversion del óxido de cobre contenido en las escorias, en sulfuro de cobre incapaz de permanecer en combinacion con ellas, y muy á propósito para combinarse con el nuevo mate.

Las escorias se separan por la puerta de delante aproximándolas con un urgon. Estas escorias tienen una gran pesantéz específica; son de brillo metálico muy cristalinas, y presentan en sus cavidades unos cristales análogos á los del pirógeno; se quiebran con facilidad, y los fracmentos que resultan son muy agudos. No contienen granallas metálicas en su interior; pero sucede muchas veces, á causa del poco espesor de la capa que forman, que arrastran consigo un poco de metal.

Estas escorias deben consistir esencialmente en silicato neutro de protóxido de hierro; pero á causa del cobre que han arrastrado mecánicamente se las somete á una nueva fusion. Como ya hemos indicado al hablar de la fundicion del mineral tostado, se funden generalmente con él. Sin embargo, en algunos casos se hace con ellas una fundicion particular.

El mate que se obtiene en esta segunda fusion se cuela en el agua como el primero ó amolda en salmones, segun el tratamiento que se le quiere hacer sufrir. Su color es grís claro, es compacto y azulado por la superficie.

Este mate se recoge en granalla cuando debe tostarse

de nuevo, y en salmones cuando debe sufrir inmediatamente la operacion del recocido.

Contiene cerca de 60 por 100 de cobre.

Esta segunda fusion dura de cinco á seis horas. La carga que se pone es de 1015 kilógramas (2212,70 libras).

Cuando las escorias que produce la fundicion precedente se someten á una fusion particular, se las mezcla con ulla en polvo, ó con otras materias carbonosas. El cobre, el hierro, y algunas señales de otros metales se desoxidan y producen una aleacion blanca y quebradiza. Las escorias que provienen de esta fusion particular se emplean en parte en la primera fusion del mineral tostado, y las restantes se desechan. Son cristalinas y presentan muchas veces en sus cavidades unos cristales de silicato de hierro: tienen un brillo metálico y se quiebran en fracmentos muy agudos.

La aleacion blanca se refunde y reune á la que produce la segunda fundicion.

IV. El mate que resulta de la segunda fusion está sometido á la tostion del mismo modo que el primer mate. La operacion dura veinte y cuatro horas; la carga se hace ordinariamente de 3045 kilógramas (6638,10 libras).

V. El segundo mate tostado se somete á una fusion que se conduce como la del primer mate. El cobre negro que produce contiene de 70 á 80 por 100 de cobre, se cuela en rieles para sufrir la operacion del recocido.

Las escorias son ricas en cobre, y se añaden á la fundicion del mate tostado.

En la fábrica de M. Vivian se ha suprimido la cuarta y la quinta operacion. El segundo mate se cuela en salmones para someterle inmediatamente al recocido. La disposicion del canal *a a'* figura 7, que conduce una corriente de

aire continuo sobre el suelo del horno, acelera y facilita la tostion del mate. Esta importante mejora ha permitido simplificar el tratamiento disminuyendo el número de tostiones.

Entre las ventajas que presenta el sistema de tratamiento seguido en Inglaterra, sobresale el buen encadenamiento y la celeridad de las operaciones, que evitan la detencion de grandes capitales. Es probable que si el análisis de los mates y de las escorias se hiciera con cuidado, y las mezclas se estudiaran mejor en su composicion, dejaria esta parte del trabajo poco que desear y deberia ser generalmente adoptada.

Por lo demas, como el objeto es convertir siempre el azufre en gas sulfuroso, y el hierro en silicato neutro, es necesario estudiar sus materias á cada esplotacion para introducir las dósis de una manera conforme á este objeto.

Tratamiento de los óxidos y de los carbonatos de cobre.

2546. Se ha encontrado en Chessy, cerca de Lion, protóxido deutóxido, y carbonatos de cobre, que en razon de su color han recibido los nombres de *mina roja*, *mina negra*, *mina azul*. Estas sustancias han sido sometidas á una esplotacion que M. Thibaud, y sobre todo M. Margerin han hecho conocer con la mayor minuciosidad. Estos minerales producen inmediatamente cobre negro.

Véase la composicion de la mina roja en schlich.

	Rica.	Pobre.
Protóxido de cobre.	86	45
Peróxido de hierro.	4	20
Arenisca y arcilla.	5	30
Agua...............	4	5
	99	100

Véase la composision de la mina azul:

	Rica de quebrantado y lavado.	Rica de crivado.	Pobre de quebrantado.	Pobre de crivado.
Deutóxido de cobre...	45	42	30	25
Oxido de hierro.......	1	4	2	5
Arenisca y arcilla....	30	30	52	55
Acido carb. y agua...	23	22	15	14
	99	98	99	99

Estos minerales se funden sin preparacion en un horno de manga que se calienta por el cokc. El azufre contenido en el cokc se une al cobre de tal suerte, que se obtiene un metal cargado de azufre, de un mineral que no contiene la menor señal de esta sustancia. Para evitar la conversion del cobre en silicato cuya sustancia se reduce con mucha dificultad, se añade cal que sirve á la vez para escorificar la silice y para evitar la produccion del silicato de cobre.

2547. El horno de manga (lámina 49, figura 6) se compone de un macizo consolidado por dos traviesas de hierro y una camisa de gneiss que se renueva á cada temporada. La forma interior del horno varía en el curso de esta temporada. Cuando la camisa es nueva presenta un paralelipípedo rectangular de 1,80 metros (6,4260 pies) de altura, 1,60 metros (5,7120 pies) de ancho y 1 metro (3,57 pies de profundidad; pero al cabo de algunos dias de trabajo se forma, á causa de la erosion de las paredes, un vientre cuya capacidad va creciendo progresivamente, y cuya seccion princi-

pal horizontal está colocada un poco mas arriba de la tobera, y se deja representar, al poco mas ó menos, por una elipse.

Las dos caras laterales y la del fondo van creciendo desde el suelo á la boca hasta encontrar el macizo, y van á reunirse á la chimenea. La cara anterior, que es de ladrillos refractarios, termina en la parte de abajo á la altura de la tobera, y por la parte de arriba á la altura de la boca. Encima de esta hay una tolva abierta para introducir las cargas, y sobre la misma una chimenea.

Delante del horno hay una plataforma inclinada construida de arcilla comprimida fuertemente. Una pila formada en esta plataforma comunica con el suelo y las paredes de la camisa, y forma un verdadero estanque delante del fogon. Sus paredes son de brasca ordinaria. En el fondo de este estanque se encuentra un agujero para colar, del cual parte el canal de colada que va á parar á la pila de recepcion.

El viento es suministrado por dos fuelles.

Las diversas clases de mineral se mezclan de manera que se pueda obtener una riqueza media y al poco mas ó menos constante de 27 centésimas. Se añade al mineral una quinta parte de su peso de cal viva. Por último, se añade tambien una cantidad de escorias muy variable, pero que se aproxima siempre á la mitad del peso del mineral.

La mezcla se carga alternativamente con el cokc. Cada carga se compone de 90 kilógramas (196,2 libras) de mezcla y 70 (152,6 libras) de cokc. Cuando el horno está en buen estado se hace una carga por hora.

A medida que el metal y las escorias se funden se reunen en el estanque que hay delante del fogon; de alli se separan las escorias conforme se van solidificando. Al cabo

de doce horas el estanque se encuentra lleno de metal y se procede á la colada como de ordinario. El metal llega á la pila de recepcion, y no tarda en cubrirse de las escorias que arrastra y que vienen á flotar á su superficie. Estas se enfrian esparciendo sobre ellas un poco de agua, y se las separa. En seguida se rocía la superficie del baño metálico, de manera que se solidifique una capa delgada que se levanta con unos urgones de hierro, y se separa suavemente del baño. Continuando esta operacion, todo el metal se encuentra convertido en discos de un espesor de 2 ó 3 centímetros (10,34 ó 15,51 líneas).

Cada colada produce 350 kilógramas (763 libras) de metal, ó bien 700 kilógramas (1526 libras) por dia, cuando el horno está en buen estado.

Todas las semanas hay necesidad de rehacer el estanque que está delante del fogon.

2548. Los productos de esta operacion son: las escorias ordinarias, las del baño de recepcion, el cobre negro y las cadmias que se depositan en la chimenea.

Las escorias se dividen en tres clases que son: las escorias azules, las negras y las rojas. Véase su composicion:

	Escorias azules.	Negras.	Rojas.
Silice.	55,0	56,0	58,6
Alumina.	7,0	9,0	5,0
Cal.	24,6	27,0	16,0
Protóxido de hierro...	11,9	7,0	12,6
Deutóxido de cobre...	0,5	0,7	0,0
Protóxido de cobre....	0,0	0,0	6,6
	99,0	99,7	98,8

Siendo las escorias azules las mas pobres en cobre, es necesario considerarlas de modo que produzcan la clase de escoria que se desea. Las negras, y sobre todo las rojas, indican por su aparicion algun deterioro en el horno. Las escorias negras se forman bajo la influencia de un esceso de cal. El óxido de hierro queda libre, y se ven aparecer algunos cuajarones de hierro que embarazan el curso del horno. Este es sobre todo el inconveniente que tiene la produccion de las escorias negras, porque por lo demas se forman en unas circunstancias que tienden á preservar al cobre de la escorificacion.

Las escorias rojas contienen silicato de protóxido de cobre, en cantidad mas ó menos considerable. La formacion de estas escorias debe evitarse cuidadosamente. Evidentemente se forman cuando la carga no contiene la suficiente cantidad de cal; pero no es esta la única causa que puede producirlas, porque tambien pueden formarse cuando la temperatura del horno es demasiado elevada.

En resumen, se debe concebir que cuando las sustancias que componen la carga estan mezcladas en las proporciones convenientes, producen desde luego y siempre las escorias rojas. Pero á medida que el carbon reacciona sobre ellas el cobre se separa y se convierten en escorias azules. Estas se trasforman á su vez en escorias negras, si la carga es demasiado rica en cal. La formacion de las escorias rojas que tiene siempre lugar en los primeros instantes de la fusion esplica el por qué estas escorias llegan al crisol; cuando la temperatura es demasiado elevada, corren con demasiada velocidad, para que se pueda operar la reduccion del cobre. Por la misma razon se concibe tambien el por qué los minerales demasiado ricos son difíciles de tratar en este hor-

no y producen una gran cantidad de escorias rojas; las escorias llegan tambien al crisol, antes de su reduccion completa. Una dósis esacta y una temperatura bien dirigida mantienen el buen estado de las escorias. Por lo demas si acontece algun accidente desagradable respecto á este punto se corrige bien sea modificando las cargas, bien disminuyendo el viento.

2549. Hemos dicho que el cobre reunido en los estanques de recepcion, se cubria de una escoria que se separaba desde luego. Esta escoria contiene:

Silice..................	30,5
Protóxido de hierro...	55,5
Azufre.	2,3
Hierro..................	1,8
Cobre.	4,4
Arena.	0,5
	95,0

Esta escoria difiere tanto de las precedentes por la ausencia de la cal, que da lugar á creer que resulta de la accion del aire sobre el metal, y de la del óxido de hierro que proviene de él, sobre el cuarzo de la brasca del crisol. Toma orígen por lo tanto, durante la estancia del metal en el baño de recepcion.

2550. Por último, el cobre negro que resulta de esta operacion, varía mucho en su composicion. Cuando las escorias son negras, el cobre negro está mas cargado de hierro y puede contener entonces 7 ú 8 centésimos de este metal. En una misma colada, se observan tambien algunas diferencias; siendo el cobre mas denso que los metales que le acom-

pañan se reune en el fondo de la pila de recepcion, en una proporcion mas crecida, de suerte que los últimos panes son mas ricos que los primeros.

Véase la composicion de un cobre negro formado al mismo tiempo que las escorias azules. Se ha tomado el término medio de los discos, de muchas capas medias.

Cobre.................	89,3
Hierro...............	6,5
Protóxido de hierro..	2,4
Silice.................	1,3
Azufre...............	0,34
	99,84

En fin, las cadmias que se depositan sobre las paredes de las chimeneas, estan formadas de óxido de cobre, de óxido de zinc, de azufre y de arena arrastrada. Contienen 60 por 100 de cobre. Estas cadmias se recojen y se refunden como mineral.

Mr. Margerin, á quien se deben esta descripcion y estos análisis, observa con razon que esta clase de mineral será susceptible con grandes ventajas, de recibir su tratamiento en un horno de reverbero calentado por la ulla. El mineral se reducirá fácilmente por la adicion de un poco de polvo de carbon de leña. Se añadirá cal y escorias durante la fusion, y se obtendrá fácilmente un cobre exento de azufre y privado de hierro casi enteramente.

2551. El deutóxido de cobre seria susceptible de un tratamiento análogo si se le encontrára aislado; pero hasta el presente jamás se ha presentado bajo esta forma.

Se ha tratado en Chessy, durante algunos años bajo el

nombre de *mina negra*, un mineral cuya composicion han hecho conocer Mr. Thibaud y Mr. Berthier. Este mineral está formado de:

	Mineral rico.			Mineral medio.
Deutóx. de cobre.	12,00	14,0		12,67
Cobre piritoso....	56,35	46,1		20,15
Pirita de hierro...	25,01	36,3		8,94
Sulfato de barita.	2,60	0,0		28,80
Protóx. de hierro.	0,0	3,0		9,22
Pérdida...........	4,04	0,6	Cal.........	0,20
			Silice.	9,60
	100,0	100,0	Alumina...	1,60
			Agua y ácido carb...	4,00
			Pérdida....	4,82
				100,0

Este mineral se fundia en un horno de manga sin ninguna preparacion, añadiéndole solamente media parte de escorias resultantes de la fusion precedente, y media de escorias producidas por la fusion del mineral carbonatado. Estas últimas ricas en cal y en alumina hacen la fusion mas fácil y regular.

Se obtenian tambien mates que se tostaban cuatro ó cinco veces, y trataban como los que provenian de la pirita cobriza. Es necesario concebir en efecto que durante la fundicion, el sulfuro de hierro y el óxido de cobre, se descomponian y originaban el óxido de hierro que se combinaba con la silice de las escorias y con el sulfuro de cobre que pasaba á los mates. Tal vez se sacaria provecho en sulfurar el cobre antes de fundirle por una elevacion de temperatura

susceptible de trasformar la pirita de hierro en proto-sulfuro; el azufre quedando libre produciria, obrando sobre el óxido de cobre, gas sulfuroso y sulfuro de cobre que ya no seria atacado por la silice.

Véase el análisis de las escorias resultantes de la fusion de la mina negra de Chessy.

	Thib.	Berthier.	Thib.
Silice	54,8	53,6	54,6
Barita	22,4	19,4	23,3
Cal	2,6	11,0	6,2
Magnesia	2,9	3,4	0,0
Protóxido de hierro.	16,4	3,2	18,9
Protóxido de cobre.	1,2	0,2	Señal.
Alumina	0,0	8,4	Señal.
	100,3	99,2	100,0

Comparando el análisis del mineral y el de las escorias, se advierte que el sulfato de barita descompuesto por el carbon ha producido sulfuro de bario, que obrando sobre el óxido de hierro le ha trasformado en sub-sulfuro; regenerada la barita á espensas de el oxígeno de este óxido se combina con la silice. El peróxido de hierro se descompone evidentemente por el esceso de azufre de las piritas, y produce sulfuro mientras que su oxígeno se combina con el carbon. Todo el problema se reduce pues, á suministrar á la fundicion una cantidad conveniente de bases poderosas, para escluir de los silicatos al protóxido de cobre. La presencia del sulfato de barita, que juega este papel en parte tiene el inconveniente de aumentar la proporcion del sub-sulfuro de

hierro en los mates; pero este resultado parece difícil de evitar.

Recocido del cobre negro.

2552. Esta operacion se ejecuta en las fábricas inglesas; parece que en las demas no se ha puesto en uso.

El recocido es una operacion muy sencilla; consiste solo en calentar el mate ó el cobre negro á un calor rojo, sin fundirle y mantenerle mucho tiempo á esta temperatura esponiéndole á la accion de una corriente de aire. Cuando se juzga que el efecto se ha producido se eleva la temperatura hasta hacer entrar la materia en fusion. El cobre que se funde se encuentra privado de una parte del azufre y del hierro que contenia.

Es necesario considerar el recocido como una verdadera cementacion. La capa superficial de los salmones de cobre negro, hallándose espuesta al aire se cubre de una capa de óxido de hierro y de óxido de cobre, mientras que el azufre pasa al estado de ácido sulfuroso. Esta capa de óxidos cede poco á poco por via de cementacion su oxígeno al azufre y al hierro que estan contenidos en las capas interiores y los convierte en gas sulfuroso y óxido de hierro. Llegando el aire sin cesar reproduce la capa superficial de óxidos, y la operacion se contínua sin interrupcion ínterin se suministra al horno la cantidad necesaria de aire.

Estos efectos de cementacion se manifiestan con evidencia por los ahuecamientos que presenta el metal y que provienen á no dudarlo del gas sulfuroso que ha tomado orígen en la parte interior del mate. De aqui proviene la testura porosa y sobre todo las ampollas, que hacen dar al cobre que

ha sufrido la operacion del recocido el nombre de *cobre ampollado.*

No se percibe bien cual sea la ventaja que pueda haber en la operacion del recocido sobre la habitual del refinado, que consiste en calentar el cobre en fusion al contacto del aire. A escepcion del estado de fusion los efectos químicos son los mismos. En el recocido las materias pueden estar divididas y ofrecen de este modo mas puntos de contacto al aire. En el refinado el cobre está fundido, y por consecuencia la superficie se renueva sin cesar.

En Inglaterra hay dos fábricas en que se da principio al refinado sobre verdaderos mates que se han hecho pasar por este medio, repetido muchas veces, al estado de cobre negro, propio para el refinado.

El mate empleado contiene		60 por 100	de cobre.
El primer recocido le hace dar		70	id.
El segundo	id.	75 ú 80	id.
El tercero	id.	85	id.
El cuarto	id.	90	id.

Pretenden que este método es mas largo y costoso, pero el que produce un cobre mas puro.

Por lo regular solo se le hace esperimentar un recocido, pero entonces se efectúa sobre un producto que contiene de 70 á 80 por 100 de cobre.

2553. Los hornos que se emplean en esta operacion son en general análogos á los que se emplean para la tostion; pero en la fábrica de los señores Vivian, los hornos presentan una construccion particular, que tiene por objeto el intro-

ducir sobre el metal una corriente constante de aire, de manera que facilite su oxidacion.

La introduccion del aire se verifica por el canal practicado en medio del puente del fogon (figura 6, *a a'*); en sentido de su longitud este canal comunica con el aire esterior por sus dos estremidades *a* y *a'* unos agujeros cuadrados *b*, practicados en ángulo recto con este canal, introducen el aire en el horno.

Esta construccion tan sencilla, produce un efecto poderoso en la operacion del refinado. No solo favorece la oxidacion de los metales, sino que ademas tiene la ventaja de quemar el humo y el azufre que provienen de la ulla. Manteniendo el puente frio, comunica al horno una temperatura mas uniforme.

La duracion del recocido varía de doce á veinte y cuatro horas, segun el grado de pureza del cobre bruto. La temperatura debe graduarse á fin de que tenga tiempo de efectuarse la oxidacion y que las reacciones lentas de la cementacion que se desean producir puedan tener lugar. La fusion del metal termina la operacion.

La carga varía de 1269 á 1522 kilógramas (2666,42 á 3317,96 libras); el metal obtenido se cuela en unos moldes de arena. Está cubierto de ampollas negras como el acero de cementacion, y esto le hace dar el nombre de *cobre ampollado*. En lo interior de estos salmones presenta el cobre una testura porosa ocasionada por la ebullicion que producen los gases que se escapan durante el amoldado.

Estando entonces el cobre purgado casi enteramente de azufre, de hierro y de otras sustancias con las cuales estaba combinado, se halla á propósito para la refinacion; entonces se encuentra verdaderamente en el estado que llaman cobre

negro en las fábricas del Continente. Las materias que los ingleses someten á la operacion del recocido serian mas bien consideradas en otras fábricas como verdaderos mates.

Esta operacion produce algunas escorias muy pesadas que contienen una gran cantidad de óxido de cobre, y aun muchas veces de cobre metálico. Estas escorias se vuelven á fundir.

Refinacion del cobre negro.

2555. El cobre negro obtenido por las operaciones precedentes, bien haya estado sometido á la recocion, bien se le haya hecho adquirir directamente un estado de pureza suficiente, no deberá exigir sino unos tratamientos sencillos para llegar al estado del cobre que se espende en el comercio. En efecto, no contiene sino una pequeña cantidad de azufre y de hierro, y algunas veces señales de plomo ó de antimonio. Al azufre se le puede convertir en ácido sulfuroso por una tostion económica; el hierro, el plomo y el antimonio pueden oxidarse y escorificarse por el auxilio de un poco de cuarzo ó de escorias cuarzosas. Este trabajo que entra en las ideas generales, por las cuales se esplica todo el tratamiento metalúrgico del cobre, no ofrecerá nada de particular.

Pero parece que todo se ha reunido para hacer del tratamiento del cobre el trabajo mas complicado posible. No se trata solamente de obtener cobre puro, es necesario tambien en ciertos casos obtener un cobre impregnado de protóxido de cobre para que exalte su color. La presencia de este protóxido es una prueba de pureza que hace muy estimable á esta variedad de cobre, que recibe una forma particular, y se conoce bajo el nombre de *cobre roseta.*

Ademas de esta modificacion arbitraria presenta esta

operacion unos accidentes notables que exigen un exámen detenido.

Para estinguir con mas seguridad las últimas señales de hierro y de azufre es indispensable prolongar el refinado, es decir, que se llega á oxidar una parte del cobre. El protóxido que se forma se disuelve en el metal y le presta cierta acritud. Para hacerle tomar otra vez su maleabilidad se le pone en contacto con carbon de leña, y se reduce de este modo el protóxido de cobre. El metal por este medio adquiere su pureza y maleabilidad con tal que el contacto del carbon no se prolongue demasiado. El cobre en el caso contrario se hace agrio combinándose probablemente con algunas señales de carbon. Entonces es indispensable la intervencion del aire. Estas operaciones delicadas se hacen mas ó menos misteriosamente en cada fábrica con variaciones que no cambian la esencia del procedimiento.

En la operacion del refinado se encuentra el azufre convertido casi enteramente en gas sulfuroso y los metales pasan á las escorias. Se podrá tomar una idea de la naturaleza de estas últimas echando una ojeada sobre los siguientes análisis de Mr. Berthier que ha sometido al exámen las escorias de un gran número de refinerías de cobre.

	Escorias que provienen de Siberia.	Escorias de Impli: cobre del Perú.
Sílice	25,4	35,0
Protóxido de plomo	48,2	0,0
Protóxido de cobre	16,0	3,0
Protóxido de hierro	3,8	52,2
Protóxido de manganeso	1,7	0,8
Alumina	2,2	4,4
	97,3	95,4

En los análisis siguientes solo se ha determinado la cantidad de los metales mas reducibles. Estos análisis se han referido á 100 partes de escorias.

	Escorias de Impli: cobre de Rusia.	Escorias de Liege: cobre de Noruega.	Escorias de Fromelane.
Cobre.........	34,3	10,5	20,4
Plomo.........	1,2	8,0	35,8
Antimonio....	0,4	8,0	0,0
	35,9	26,5	56,2

Aqui se advierte que los metales que manchan el cobre quedan oxidados en la refinacion y convertidos en silicatos.

Vamos á describir ahora la refinacion para el cobre en rieles, y describiremos despues esta operacion para el cobre roseta.

2556. *Refinacion del cobre ordinario.*—Como ejemplo de esta operacion, y para completar la historia del tratamiento de los minerales de cobre en Inglaterra, vamos á describir la refinacion que se ejecuta en las fábricas de Swanser. Esta operacion se verifica allí en hornos de reverbero.

La inclinacion del suelo en estos hornos está hácia la puerta de delante por donde se saca el metal fundido con un instrumento á propósito. El suelo es de arena; la bóveda del horno de refinar debe ser mas elevada que la del horno de fusion; su altura varía entre $0^{m},80$ y 1^{m} (2,8560 y 3,57). Si la bóveda está demasiado rebajada podrá formarse en la superficie del metal una capa de óxido que perjudicará á la calidad del cobre. Por otra parte cuando se cuele el metal se fijará su superficie y resquebrajará por varias partes; el co-

bre fundido, sobrelevantándose por el gas se esparcirá por la parte superior; este accidente le espresan los obreros diciendo que el cobre sube. Como el cobre entonces es difícil de laminar, es necesario hacerle sufrir una nueva afinacion añadiéndole cierta cantidad de plomo; este es al poco mas ó menos el único caso en que la adicion de plomo presenta utilidad.

La puerta del costado es muy larga; se cierra por medio de un contrapeso. Estando esta puerta abierta las mas veces durante la refinacion, el calor se acumula con mas fuerza en la parte anterior del horno.

2557. Cuando se quiere proceder al refinado se cargan los salmones de cobre negro sobre el suelo del horno por la puerta del costado. El trabajo se empieza produciendo un calor moderado para terminar el recocido ó la oxidacion en el caso en que el metal no haya sufrido esta operacion todo el tiempo necesario. El fuego se aumenta despues poco á poco, de manera que al cabo de seis horas empiece el cobre á colar. Cuando todo el metal está fundido, y el calor es bastante fuerte, levanta el obrero la puerta de delante y separa con un urgon las pocas escorias que cubren al baño de cobre. Estas son de un color rojo muy pesadas y contienen mucho protóxido de cobre.

El refinador toma una muestra con una pequeña cuchara y la quebranta en un tornillo para ver el estado del cobre. Por el aspecto de esta muestra, el del baño metálico y el estado del fuego juzga de la intensidad de la oxidacion y de la cantidad de leña ó carbon de leña que debe añadir para hacer al cobre maleable privándole del protóxido de cobre de que está impregnado.

El cobre en este momento es seco y quebradizo, su color

es rojo subido que se aproxima al púrpura; su grano es bastante grueso, poco apretado y un poco cristalino.

La superficie del baño metálico se cubre con carbon de leña y se remueve con una vara de álamo blanco. Los gases que se escapan de la leña ocasionan una viva efervescencia. De tiempo en tiempo se añade carbon de leña para que la superficie del metal permanezca siempre cubierta, y se remueve sin cesar con las varas hasta terminar la reduccion del protóxido de cobre, de lo cuál el obrero se asegura por los ensayos que practica sucesivamente. El grano del cobre se hace cada vez mas y mas fino, y su color aclara gradualmente. Cuando el grano es estremadamente fino, los ensayos quebrantados presentan una fractura suave y el cobre un hermoso rojo claro, se mira como terminada la operacion. La pureza del cobre se advierte tambien ensayando su maleabilidad sobre un pequeño riel que se cuela de tiempo en tiempo para este efecto. Luego què el cobre se ha solificado, pero que todavía se halla enrojecido por el fuego, se le forja. Si se presenta dulce bajo la accion del martillo y no se resquebraja por sus bordes, la afinacion se mira como perfecta y se procede al amoldado. Entonces se saca el cobre del horno por medio de grandes cucharas de hierro enlodadas con arcilla, y se vierte en los moldes ó rieleras.

La duracion total del refinado es de veinte horas. En las seis primeras se calienta el metal y esperimenta una especie de recocido; al cabo de este tiempo se funde. Quedan cuatro horas antes de llegar al punto en que empieza la reduccion del protóxido, es decir, antes de removerle con las varas; esta última parte de la operacion dura cerca de cuatro horas. Por último, es necesario seis horas para amoldar el metal y dejar enfriar el horno.

La carga de cobre en el horno de refinacion varía de 3000 a 5000 kilógramas (de 6554 á 10900 libras).

Cuando el cobre presenta dificultades en la afinacion se añaden algunas libras de plomo. Por la facilidad con que se escorifica este metal ayuda á la oxidacion del hierro y de los otros metales que pueden quedar en el cobre. El plomo debe añadirse tan luego como se han separado las primeras escorias del baño metálico. Debe revolverse el cobre en seguida contínuamente para esponer al aire la mayor superficie posible á fin de producir la completa oxidacion del plomo, porque la menor cantidad de este metal aleado con el cobre es perniciosa para la laminacion, es decir, que no deja desprenderse las escamas de óxido adheridas á la superficie de la hoja del cobre con la limpieza necesaria.

2558. La refinacion del cobre es una operacion delicada; exige de parte de los obreros mucho cuidado y atencion para mantener al metal en su estado de ductilidad. Cuando la reduccion del protóxido de cobre ha terminado, es necesario tambien una gran atencion para mantener al cobre en buen estado. La superficie del baño debe estar enteramente cubierta de carbon de leña; sin esta precaucion se producirá una nueva cantidad de protóxido durante el largo tiempo que exige el amoldado; cuando acontece este accidente, se debe remover de nuevo el metal con las varas de abedul.

El uso prolongado de estas varas origina otro accidente muy notable. El cobre se hace mas frágil que de ordinario ínterin está impregnado de protóxido de cobre. Su color es entonces de un rojo amarillento muy brillante y su fractura es fibrosa. Cuando se presenta esta circunstancia, que los obreros llaman *pasar la afinacion*, el afinador separa el carbon de leña que cubre la superficie del metal y abre la puer-

ta del costado para esponer el cobre á la accion del aire; el cobre toma entonces bien pronto su estado de maleabilidad.

M. John Vivian esplica de una manera satisfactoria todos estos fenómenos. Al principio de la afinacion es necesario calentar el cobre al contacto del aire para oxidar el azufre, el hierro, el plomo, etc. Para asegurarse bien es necesario prolongar la operacion y oxidar una pequeña parte del cobre. Entonces se debe considerar el baño metálico como cobre puro combinado con una pequeña cantidad de oxígeno, ó mas bien cobre manchado por cierta cantidad de protóxido que se halla diseminado en la masa. Esta porcion de oxígeno se desaloja por la accion desoxidante de la leña y del carbon que hacen al metal maleable. Cuando la afinacion se ha *pasado*, parece que el cobre está combinado con una pequeña cantidad de carbon. El cobre lo mismo que el hierro será quebradizo cuando se halle combinado con el oxígeno ó el carbon; y no presentará maleabilidad sino cuando se halle enteramente purgado de estas dos sustancias.

Se observa que el cobre cargado de óxido ejerce una accion muy fuerte sobre el hierro. Los útiles que se emplean para remover el metal líquido adquieren mucho lustre como los que se emplean en las forjas del herraje. El hierro de estos útiles se consume con mayor rapidez que cuando el cobre es maleable. Se cree tambien que el cobre en este estado necesita mas tiempo para solidificarse que en su estado de pureza.

Cuando el punto de afinacion se ha pasado, es decir, cuando el metal por su contacto prolongado con el carbon ha podido combinarse con él, se observa que la superficie del cobre se oxida con mayor dificultad y que es mas bri-

llante de lo acostumbrado. Entonces refleja con viveza la imágen de los ladrillos de la bóveda del horno.

Estos hechos se hallan de acuerdo con las congeturas de M. John Vivian, pero son unos fenómenos delicados que solo pueden ilustrar esperimentos muy delicados.

2559. El cobre segun los usos á que se destina se introduce en el comercio bajo muchas formas. El que se emplea para la fabricacion del laton está granulado; bajo este estado presenta mas superficie á la accion del zinc ó de la calamina, y se combina con estos con mayor facilidad. Para formar esta granulacion se vierte el metal fundido en una gran cuchara atravesada de agujeros y colocada encima de una cuba llena de agua. El agua debe ser caliente ó fria, segun la forma que se desea dar á los granos. Cuando el agua está caliente se obtienen granos redondos, análogos á los perdigones de caza. El cobre en este estado se llama *cobre en granos ó gragea*. Cuando el cobre cae al agua fria renovada contínuamente los granos son irregulares, delgados y ramificados; este es el *cobre en plumas*. El cobre en granos es el que se emplea para la fabricacion del laton.

En las fábricas inglesas se amolda tambien el cobre en pequeños rieles que pesan cerca de seis onzas; estos se destinan para enviarlos á las Indias Orientales; se conocen en el comercio bajo el nombre de *cobre del Japon*. Asi que estos pequeños rieles se solidifican, se arrojan enrojecidos todavia en el agua fria. Esta inmersion detiene la oxidacion que el aire empieza á producir. El paso rápido del cobre caliente al aire oxida ligeramente la superficie del riel, y le comunica un hermoso color rojo.

2560. *Refinacion del cobre para roseta.*—La refinacion del cobre, como ya hicimos observar anteriormente, presen-

ta unas particularidades esenciales cuando se quiere obtener cobre roseta. Los detalles que hemos dado ya sobre la esplotacion que se hace en Chessy, hallarán aqui su complemento natural, puesto que en esta fábrica tienen por uso introducir en el comercio el cobre refinado bajo esta forma.

El cobre negro producido en los hornos de manga se somete á la refinacion en un horno de reverbero.

La pila destinada á contener el cobre está formada con una brasca compuesta de dos partes y media de arcilla molida y tamizada y de dos partes de carbon en polvo. A cuatro partes de esta composicion se añade una de arena cribada. Esta brasca se humedece y bate de modo que pueda apelotarse en la mano sin adherir á ella. El maestro refinador entra en el horno por la abertura C; un ayudante le da la brasca y él la coloca del modo conveniente sobre el suelo de la gran pila para formar una capa, y en seguida se sale del horno. Dos ayudantes entran y baten la brasca con unas palas de madera, como se practica en todos los hornos. El maestro refinador hace con un cincel de hierro unas rayas en todos sentidos sobre esta primera capa, y echa un poco de agua en toda la superficie para que la capa que se va á sobreponer pueda contraer adherencia. En seguida toma nueva cantidad de brasca que coloca como la precedente, y se bate de la misma manera. Lo mismo se practica para poner la última capa, observando en cada una que la parte del medio quede mas profunda que los bordes, y con una pendiente hácia los pequeños muros H del plano superior y otra pendiente de tres líneas aproximadamente desde el fondo de la gran pila. En seguida con unos martillos anchos redondeados y pulidos que se calientan de antemano se bate toda la superficie para que quede perfectamente unida. Este batido no se

practica hasta lo último, porque si se operara sobre las capas inferiores adherirían mal las siguientes.

Cuando ya está formada la gran pila se pone un ladrillo delante en cada uno de los pequeños muros H para retener al cobre; este se enloda con arcilla, de lo cual se llena lo restante de la abertura de cada muro. En seguida se preparan las pilas de atravesar con una brasca compuesta de partes iguales de arcilla y polvos de carbon. Despues que se ha batido bien, se colocan en forma de conos inversos, de manera que puedan contener cada una cerca de 25 quintales de cobre. Estas pilas tienen tres pies y medio de diámetro interior por 16 pulgadas de profundidad. Por último, se pone una pelota de tierra delante de la tobera para dirigir el viento de los fuelles á la parte superior del horno, á fin de distribuir con igualdad el calor, hasta que el cobre se encuentre enteramente fundido.

Toda la supercie de la gran pila se cubre de un lecho de paja de cerca de tres ó cuatro dedos de espesor para impedir que el cobre forme agujeros en él; sobre este lecho se colocan 50 quintales de cobre negro, que se introducen por la abertura C. Las piezas de cobre se colocan unas sobre otras, dejando entre ellas un vacío suficiente para que la llama pueda penetrar. Entre la tobera y el cobre se deja otro vacío como de pie y medio; se tiene cuidado de poner algunas piezas de cobre sobre el canal de atravesar que está cerca de la chimenea pequeña, á fin de disminuir la abertura para la salida de la llama. Cuando el cobre está fundido este canal se llena de metal, lo cual estrecha igualmente esta abertura.

2561. Colocados en el horno los 50 quintales de cobre

negro, se cierran todas las aberturas por medio de unos ladrillos grandes fabricados con arcilla ordinaria, paja y pelote, y se enlodan bien todo alrededor. Se pone la leña en el fogon, y se dirige el fuego de manera que el cobre tarda cinco á seis horas en enrojecerse; esta lentitud es necesaria para que se evapore la humedad de las tres capas de brasca y la de los lodos. Pero no siempre se está en el caso de poderlo verificar asi, porque se pueden refinar muchos quintales de cobre sin tocar á la capa del fondo. La segunda no dura mas que diez á doce horas. En cuanto á la superior solo resiste de dos á tres operaciones, y aun es mas seguro el renovarla á cada fundicion. Cuando no se ha tocado á la brasca, ó solo se ha reemplezado la capa superior, se fuerza desde luego el fuego, porque entonces la pila tiene tiempo suficiente para secarse antes de que el cobre funda; en este caso le bastan dos horas al cobre para enrojecerse perfectamente. Entonces se hacen obrar los fuelles, el cobre se vuelve primero pastoso, y corre poco á poco hasta encontrarse enteramente fundido; esto se reconoce por un pequeño agujero que hay practicado en medio del ladrillo que tapa la abertura por donde se sacan las escorias.

Partiendo desde el momento en que se hacen obrar los fuelles hasta la perfecta fusion del cobre, median cerca de seis horas, que componen ocho de fuego si el suelo no se ha renovado. Durante la fundicion se tiene cuidado de no destapar ninguna abertura del horno, ni tocar al cobre de ninguna manera, por peligro que hay de que se pueda enfriar. En todo este tiempo se toman carbones menudos del cenicero y se echan en las pilas de recepcion para calentarlos renovándolos de tiempo en tiempo. Estas pilas no se reparan de nue-

vo sino despues de 30 á 40 refinaciones. De esta manera se sostiene un fuego de carbon en el punto que se hace el atravesado ó colada del metal.

Un cuarto de hora despues de haberse puesto el cobre en fusion, se empiezan á separar las escorias; á este efecto se destapa la abertura B, se toma del cenicero carbonilla humedecida que se esparce sobre el baño de cobre para resfriar las escorias que sobrenadan; en seguida se seperan estas por medio de un urgon de hierro ó de madera. Se vuelve á cerrar la abertura y se enloda con arcilla. Esta operacion se conoce con el nombre de *primer desengrasado.*

Estas primeras escorias contienen:

	Refinacion con leña.	Id. con ulla.
Silice	33,0	27,5
Protóxido de hierro	62,1	57,9
Deutóxido de cobre	1,2	2,0
Alumina	2,0	1,3
Azufre	0,6	4,2
Hierro	0,0	6,8
	98,9	99,7

2562. A este tiempo empieza el refinado. Se quita para este efecto la pelota de arcilla que se habia puesto en la boca de la tobera, para hacer volver el viento hácia arriba, y tocando este sobre el baño de cobre determina su oxidacion con el contacto inmediato del aire. Despues de este instante el refinador debe visitar contínuamente la tobera para quitar con una varilla de madera ó hierro los pedazos de cobre que adhieren á ella algunas veces.

Mientras el aire obra de este modo sobre la superficie del baño metálico, se forman tambien escorias. Estas se producen con lentitud y se van separando á medida que se forman, á fin de que el baño quede siempre descubierto y pueda recibir la accion inmediata del aire. Esta operacion, conocida con el nombre de *segundo desengrasado*, dura cuatro ó cinco horas.

Como esta duracion es tan larga, las escorias varían de composicion, como se puede observar por el siguiente análisis:

Primeras escorias.

	Refinacion con leña.	Id. con ulla.
Silice..................	13,0	13,0
Protóxido de hierro...	76,9	75,0
Deutóxido de cobre...	5,0	3,5
Azufre................	0,6	2,5
Alumina..............	—	0,2
Hierro.................	0,0	4,2
	95,5	98,4

Segundas escorias.

Silice..................	22,0	26,2
Protóxido de hierro...	68,4	66,0
Oxido de cobre........	9,0	4,0
Azufre................	—	1,3
Hierro.................	0,0	2,2
	99,4	99,7

2563. Al cabo de este tiempo cesa la formacion de las escorias, y en efecto, el análisis prueba que á esta época el cobre no contiene ya hierro ni presenta nada mas que algunas señales de azufre. Este se convierte entonces en gas sulfuroso que se desprende por varios puntos en forma de gruesas burbujas á la superficie del baño. Estas burbujas al principio son muy raras y despues frecuentes; producen en la masa una ebullicion rápida y tumultuosa que dura cerca de una hora, y se detiene por último aunque la temperatura no haya variado. Cuando el cobre esperimenta esta agitacion se dice que el metal *trabaja*. Este fenómeno cesa desde el momento en que el metal está purgado de azufre al poco mas ó menos.

Durante todo este tiempo se toman pequeñas porciones de metal fundido para probar el grado de pureza en que se encuentra el cobre. Para esto se hace uso de una varilla de hierro de 6 líneas de diámetro redondeada y pulida en sus dos estremidades, que se llama *hierro de ensayo*. Esta varilla se pasa por la tobera, se la templa en el baño de cobre, del cual se retira con prontitud para introducirla en el agua; el pedazo de cobre que ha quedado adherido á ella se separa por medio de un martillo.

Aunque sea muy difícil dar una regla segura para conocer el grado de pureza del cobre por caractéres físicos, se puede, sin embargo, decir en general que presenta por graduacion las señales siguientes:

Poco tiempo despues de haber separado las escorias del cobre, el ensayo se presenta bastante espeso, unido y pálido por la parte de afuera; está mezclado con manchas negras, y su fractura es de un rojo cenizoso. El segundo ensayo que se toma cerca de un cuarto de hora despues se presenta me-

nos espeso y escabroso en la superficie esterior; limpiando la fractura toma una tinta amarillenta. Los obreros le llaman *la raspa*. El cobre de ensayo se presenta mas y mas escabroso basta adquirir un hermoso color; en su parte interior se perciben manchas de color de laton. Mas adelante presenta unas pequeñas elevaciones cubiertas de pequeños agujeros análogos á las mallas de la tela llamada lona. A este tiempo se separan las escorias por segunda y última vez. El cobre se aproxima á la pureza, y esto se conoce por su hermoso color rojo que se hace mas intenso por la desaparicion sucesiva de las mallas y de las manchas interiores del ensayo que se presenta mas y mas unido al tacto. Por último, en la estremidad del ensayo se forman uno ó dos pequeños ganchos, y se perciben unas capas muy unidas de un color rojo sanguíneo.

2564. Véanse los caractéres y la composicion de los diversos ensayos segun M. Margerin.

		Hierro.	Azufre.	Oxígeno.
1.	*Despues del primer desengrasado.* Unido; rojo pálido manchado de negro; quebradizo, rojo cenizoso en la fractura; contiene..................	6,0	1,1	0,0
2.	*Una hora despues del precedente.* Desigual; rojo mate manchado de gris y de amarillo laton; quebradizo, rojo mas claro en la fractura.....	3,0	0,5	0,0
3.	*Una hora despues del precedente.* Escabroso; eminencias cubiertas de pequeños			

	Hierro.	Azufre.	Oxígeno.
agujeros; rojo violeta; algunas manchas; quebradizo, rojo mas claro en la fractura.	1,7	0,5	0,0
4. *Una hora despues del precedente.* Escabroso; eminencias mas elevadas cubiertas siempre de agujeros; rojo violeta manchado de gris; menos quebradizo, rojo mas claro en la fractura...........	1,2	0,5	0,0
5. *Al principio del trabajo.* Escabroso; eminencias formadas en parte; rojo violeta; maleable......................	—	0,4	0,3
6. *Media hora despues del precedente.* Eminencias formadas enteramente.................	0,0	0,4	0,5
7. *Despues del trabajo.* Mamelonado; cavidades, agujeros alrededor de las eminencias; hermoso rojo subido; maleable; rojo puro de cobre en la fractura....................	0,0	—	0,6
8. *Media hora despues del precedente.* Los mismos agujeros y cavidades; menos maleable; se resquebraja al aplastarse bajo el golpe del martillo...........................	0,0	—	0,7

	Hierro.	Azufre.	Oxígeno.
9. *En el momento de la colada: un cuarto de hora despues del precedente.* Mamelonado, unido; cavidades en varios puntos, agujeros; hermoso rojo de carmin; algunas manchas muy unidas de un rojo sanguíneo muy vivo; poco maleable; se resquebraja por el martillo; uno ó dos pequeños ganchos en la estremidad; en la fractura, rojo de cobre puro con una tinta carminosa..............	0,0	—	0,8

2565. Cuando el cobre presenta los caractéres que acabamos de indicar debe colarse. Entonces se detiene el viento de los fuelles, se cierra la tobera y se da salida al metal. El cobre cuela en cada pila de recepcion; pero como sucede algunas veces que uno de los agujeros se abre con mayor prontitud que el otro, se practica un canal horizontal que pone en comunicacion las dos pilas, y sirve para evitar el peligro que habria si el cobre se repartiera por el suelo de la fábrica, cuya humedad le haria saltar á lo lejos. Algunas veces no se quita la carbonilla que ha servido para calentarlas, y solo se separa con las escorias que han seguido al cobre. Cuando toda la superficie del cobre se encuentra limpia se produce en ella una especie de humo, y no es otra cosa que protóxido de cobre en burbujas esféricas que se dividen

al infinito. Para evitar su formacion se refresca la superficie del metal soplando encima; en el momento en que se ha fijado se esparce por ella un poco de agua que se renueva hasta que la capa sólida tenga bastante consistencia para poderla levantar; para este efecto se hacen venir á los fundidores y demas obreros para ayudar á trasportar estos discos ó *rosetas*. Para cada pila se necesitan seis obreros para levantar y conducir las piezas á una cuba de agua colocada al lado, cuyo líquido se renueva constantemente á fin de mantenerle frio y que el cobre tome un hermoso color.

La carga de los hornos es de 30 quintales métricos (6504 libras) de cobre negro. En otro tiempo se empleaban para combustible la leña de álamo blanco, de aliso y de chopo; se consumian 320 á 384 pies cúbicos para cada refinacion; en la actualidad se hace uso de la ulla. Se consumen 1800 kilógramas (3924 libras) para cada refinacion, lo que produce una economía considerable. La operacion dura de doce á catorce horas.

El cobre refinado se obtiene en tortas redondas que en seguida se dividen en fragmentos y se introducen en el comercio bajo el nombre de roseta. Este cobre exige otra fusion cuando se le quiere tirar en barras ó en planchas.

2566. Cuando no se puede tomar un momento favorable para la colada, el cobre se encuentra cargado de una cantidad demasiado grande de protóxido y adquiere un estado pastoso y un color rojo mas subido. En este caso se dice que ha *pasado* ó que está demasiado *alto*; las tortas de roseta adquieren mucho espesor, y se hacen de un trasporte muy dificil.

Para corregir este defecto se acostumbra echar en el baño, en el momento de la colada, 3 á 4 kilógramas (6,54

á 8,72 libras) de plomo. Las tortas de roseta quedan entonces de un espesor conveniente. Esta adicion de plomo no altera sensiblemente la ductilidad ó la maleabilidad del cobre, pero obra de una manera perniciosa sobre la tenacidad. Una milésima de plomo es suficiente para que el cobre no pueda estirarse en hilos. El cobre plomoso no conviene para la fabricacion del crisócalo, porque le comunica la propiedad de perder su brillo prontamente al aire.

Laminacion del cobre.

2567. El cobre por último se reduce algunas veces á hojas, bien sea para forrar las embarcaciones, bien para otro cualquier uso.

Los laminadores que se emplean para esta clase de trabajo son análogos á los que se usan para la fabricacion del palastro; varían segun las dimensiones de las hojas de cobre que se desean obtener. Sin embargo, sus cilindros tienen ordinariamente 3 pies de longitud sobre 15 pulgadas de diámetro y son muy planos. El cilindro superior puede aproximarse al inferior por medio de un tornillo de presion, de manera que se pueden ir cerrando á medida que la hoja disminuye de grueso.

Los hornos destinados á calentar los rieles de cobre y las hojas que se deben laminar son mucho mas largos que anchos; su suelo es horizontal y la bóveda poco rebajada; no tienen sino una puerta que está colocada en el costado y que ocupa la mayor parte de la longitud del horno; esta puerta se levanta por medio de un contrapeso del mismo modo que en los hornos que se emplean para la fabricacion del palastro.

Los rieles de cobre se colocan sobre el suelo de un horno de reverbero en el cual se calientan. Se ponen los unos al lado de los otros y se forman pilas que se disponen en cruz para que el aire caliente los rodee por todas partes. Se cierra la puerta concluida esta operacion y se observa de tiempo en tiempo, si el cobre ha adquirido la temperatura necesaria para la laminacion, que es el grado rojo sombra.

Entonces se pasa el cobre por los cilindros; pero aunque este metal sea muy maleable, no se puede reducir el riel á hojas sin calentarle muchas veces, porque se enfria y adquiere por la compresion una densidad y una dureza que no permiten continuar la laminacion.

Estos recocidos ó caldas sucesivas se ejecutan en el mismo horno; sin embargo, cuando las hojas tinenen dimensiones muy grandes se hace uso de unos hornos que estan dispuestos de una manera diferente. Estos tienen de 12 á 15 pies de longitud y 15 de ancho; el suelo tiene 3 pies en cada uno de sus costados; corre por toda la longitud un fogon de un pie de ancho. Estos fogones estan separados del suelo por pequeños puentes de dos á tres pulgadas de elevacion. La bóveda está ligeramente encorbada y tiene muchos agujeros, por los cuales se escapa el humo á una campana que está sobre el horno. Para que el calor circule entre las hojas que se colocan en el horno se ponen sobre el suelo dos bancos de hierro paralelos á los pequeños costados, y las hojas estan separadas entre sí por unas ranuras.

El cobre por las caldas y laminaciones sucesivas que ha sufrido se cubre de una capa de óxido que oculta el color natural de su superficie cambiando al mismo tiempo sus propiedades.

Para separar este óxido se introducen las hojas durante

algunos dias en un foso lleno de horines, y en seguida se le espone sobre el suelo de un horno de ferreria se forma amoniaco que reacciona sobre el deutóxido de cobre, se combina con él en frio desde luego. Probablemente el amoniaco le descompone en seguida bajo la influencia del calor, y el cobre queda á descubierto. Se frotan las hojas con un pedazo de madera, despues cuando estan calientes todavia, se introducen en el agua para hacer caer el óxido; en fin se pasan en frio por los cilindros por ultima vez; se cortan en figura cuadrada, y se introducen en el comercio.

Las recortaduras del cobre que se obtienen al cuadrar las hojas, asi como las batiduras ú óxidos que caen al tiempo de laminarlas, se conducen á la refineria para volverlas á fundir

Comparacion de los procedimientos.

2568. Para completar esta parte de la metalurgia del cobre nos resta comparar los diversos procedimientos que acabamos de describir.

Esta comparacion la dividiremos como el tratamiento, es decir, que estableceremos el consumo de combustible de una manera distinta para la tostion, para la produccion de cobre negro y para la refinacion de este último.

Esta division permitirá apreciar lo malo ó bueno de cada método, y podrá suministrar á cada uno los elementos de un procedimiento misto, adecuado á la naturaleza del mineral que se ha de tratar. Las minas de cobre son tan pobres en Francia, que las de las cercanías de Lion no tienen mineral sino para algunos años, y las de Baigorri, en los Pirineos, no se esplotan ya. Pero si la Francia está desprovista de estas esplotaciones, en cambio posee diversas fábricas que se de-

dican á la afinacion del cobre negro. Sin embargo, aun podria desenvolver con mas amplitud esta industria.

En efecto, nada es á la vez mas fácil y conveniente que conducir el mineral los mates de primera fusion ó el cobre negro á Francia para someterlos al tratamiento que debe estraer de ellos el cobre puro. Las minas de cobre estan colocadas á veces en localidades poco favorables con respecto al combustible ó á los medios de esplotacion; se tendria por lo tanto una doble ventaja en limitarse en este caso en los sitios de estraccion á la operacion del lavado ó á una simple fundicion para concentrar el mineral. Privado este de sus gangas, podria tratarse en Francia por obreros ejercitados en esta clase de trabajo y en localidades mas favorables relativamente al combustible. Este método está ya puesto en práctica en Inglaterra para algunos minerales de la América del Sud.

Se puede por lo tanto esperar que la Francia, aunque desprovista en minerales de cobre, continuará en desenvolver su industria relativamente á este metal en sus diversas fábricas de cobre laminado, de bronce, de laton, etc., sacando un partido muy ventajoso.

2569. Véanse algunas indicaciones á la cuestion económica sobre la produccion del cobre, estractadas de las publicaciones de los señores Thibault, Elie Debeaumont, Dufrenoy y Margerino. Presentaremos desde luego las tablas originales y estraeremos en seguida los resultados mas sobresalientes.

Entre estos documentos los que corresponden á la fábrica de Chessy son los mas completos, y dan una idea mas clara de su trabajo bajo el punto de vista de economía. No sucede enteramente lo mismo con las informaciones tomadas

en Inglaterra por los señores Dufrenoy y Elie Debeaumont. Estas se limitan á algunos datos generales que seria importante poder hacer mas estensos.

Número I.

Tabla que presenta el resúmen de las fundiciones ejecutadas sobre el mineral de Sorcieux en Saimbel durante tres años consecutivos.

PRIMERA FUNDICION. *Mineral tostado.*	1822.	1823.	1824.
Dias de fundicion en dos hornos	142 d.	105 d. 1/2.	182 d. 1/2.
Mineral tostado de Sourcieux	839,540 k.	492,370 k.	492,330 k.
Mineral carbonatado pobre de Chessy	20,580	115,335	179,800
Cuarzo	87,600	10,650	12,660
Cokc	552,790	288,390	414,670
Carbon de leña	1,500	1,260	2,100
Mate ordinario obtenido	93,200	56,000	98,000
Producto del min. de Sourcieux en mate.	0,111	0,013	0,133
Min. fundido en veinte y cuatro horas	6,057	5,760	5,028
Cokc empleado por 100 kil. de mineral	38,5	47,5	45,0
Cokc empleado por 100 kil. de mate	357	514	423
Riqueza media en cobre de los minerales piritosos y carbonatados fundidos segun los ensayos	0,027	0,043	0,043

Número II.

Tabla del resultado de las segundas fundiciones de tres años consecutivos.

SEGUNDA FUNDIC. *Mate tostado.*	1822.		1823.		1824.	
Dias de fundic. en dos hornos...	32 d.		28 d.		31 d.	
Mate ordinario fundido..........	98,000 k.		84,000 k.		84,000 k.	
Min. producido en la prim. fundic. — Mineral de Sourcieux.	356,160		699,960		683,610	
Min. producido en la prim. fundic. — Min. azul de Chessy.....	20,580		92,080		146,785	
Mate rico añadido en las tostion.	15,204		14,373		18,771	
Mineral azul ó carbonatado de Chessy añadido á la segunda fundicion..........................	»		»		24,705	
Cuarzo id..........................	3,000		2,200		»	
Cobre de cementacion id..........	2,766		2,635		2,055	
Escorias de refinacion id.........	0,677		34,568		40,254	
Espumado de los hornos de manga de Chessy.....	1,812		3,280		6,440	
Cokc empleado.....................	77,002		80,640		92,946	
Carbon de leña......	3,300		2,640		1,740	
Combustible consumido en las tostiones. — Haces.......	19,120		15,690		13,480	
Combustible consumido en las tostiones. — Leñ. blanca. (el pie cúbico.)	832 p.		576 p.		768 p.	
Combustible consumido en las tostiones. — Leña de encina......... (el pie cúbico.)	1,216		1,024		846	
Combustible consumido en las tostiones. — Cepas de id. (el pie cúbico.)	1,152		992		832	
Cobre obtenido....................	24,355 k.		39,158 k.		51,407 k.	
Rico mate id.......................	16,132		13,600		14,266	
Cokc empleado por 100 kil. de mineral... — en la prim. fundic.	38,5		47,5		45	
Cokc empleado por 100 kil. de mineral... — en la seg. fundic.	9		11,5		13,5	
Cokc empleado por 100 kil. de mineral... — en las dos fundic.	45,5		59		58,5	
Cokc empleado por quintal métrico de cobre negro obtenido (1)...........................	1,752		1,308		871	
Gastos de la primera y segunda fundicion. — Mano de obra.	5,544 f.	20	4,254 f.	35	5,042 f.	80
Gastos de la primera y segunda fundicion. — Combustibles.	34,036	77	23,956	55	26,536	53
Gastos de la primera y segunda fundicion. — Utiles y objetos diversos.	1,800	»	1,668	14	1,888	»
	41,380	97	29,879	04	33,467	33
Gastos por quintal métrico de cobre negro.......................	169	»	76	»	65	»

(1) 100 de ulla dan 55 á 60 de cok.

Nota. Una kil. vale 2,18 libras. El quintal métrico equivale á 218 libras.

Número III.

Tabla del consumo y gastos que han exigido 1000 kilógramas de roseta para su refinacion segun los procedimientos de Chessy.

REFINACION DEL COBRE NEGRO.		1822.		1823.		1824.	
Materias empleadas.	Cobre negro......	1221 k.		1135 k.		1180 k.	
	Carbon de leña. .	120		120		102	
	Leña de cuerda (pies cúbicos...	257 p.		211 p.		186 p.	
Gastos..................	Mano de obra.....	12 f.	90	8 f.	95	10 f.	40
	Combustible.......	78	40	73	15	60	25
	Gastos diversos, reparaciones...	45	70	10	10	33	85
Total de los gastos de refinacion de 1000 kilógramas..............................		137 f.	»	92 f.	20	104 f.	50

Número IV.

Tabla de los consumos y gastos de las primeras fundiciones y de la refinacion que han exigido 1000 kilógramas de cobre roseta en Sainbel durante tres años.

RESUMEN DE LOS CONSUMOS Y DE LOS GASTOS DE FUNDICION Y DE REFINADO.		1822.		1823.		1824.	
Combustible consumido.	Coke.	21392 k.		14846 k.		10278 k.	
	Carbon de leña....... ..	285		196		135	
	Haces de encina..	959		455		309	
	Leña blanca.............	299 p.		223 p.		204 p.	
	Leña de encina........	61		30		20	
	Tronco de cepa de encina..................	58		29		19	
	Mano de obra...........	290 f.	80	132 f.	45	126 f.	15
	Combustibles...........	1784	80	768	55	669	35
	Gastos diversos.........	135	90	58	50	77	20
Gasto total para 1000 kilógramas de cobre.		2211	50	959	50	872	70

2570. Resulta de las tablas precedentes, que para operar la fundicion del mineral tostado en montones, se consumen por término medio:

Para 100 kil. de mineral

45 kil. de cokc=297000 calorias.

Este número varía poco cualquiera que sea la riqueza del mineral; lo que constituye una de las principales ventajas del tratamiento de los minerales ricos.

2571. El mate obtenido exige para su tostion completa:

Para 100 kil. de mate

33 kil. de leña=89100 calorias.

La segunda fundicion de los mates tostados consume en cokc ó en carbon de leña:

Para 100 kil. de mate

82 kil. de cokc ó de carbon=541000 calorias.

Es evidente que estos números variarán poco cualquiera que sea la riqueza de los mates que se traten.

2572. Por el antiguo procedimiento de Chessy la conversion del cobre negro en roseta exigia:

Para 100 kil. de cobre negro

10 kil. de carbon de leña= 75000 calorias.
277 kil. de leña............=747900 id.

Total=822900 id.

Pero este número se ha modificado ventajosamente por el empleo de la ulla en la afinacion, y se consume entonces:

Para 100 kil. de cobre negro

4 kil. de carbon de leña= 30000 calorias.
60 kil. de ulla.............=360000 id.

390000 id.

Aun limitando asi este número dista mucho todavía de representar de una manera exacta la cantidad de calor verdaderamente util para la refinacion del cobre. Esta es demasiado elevada, y consiste, como se advierte, en la cantidad de calor perdida para la conversion del cobre puro en roseta.

2573. Bajo este aspecto los procedimientos puestos en uso en Inglaterra, donde se limitan á refinar el cobre sin convertirle en roseta, deben tener mucha ventaja sin duda alguna. Véase, sin embargo, cómo los señores Elie de Beaumont y Dufrénoy evalúan los gastos para la produccion de 100 kilógramas de cobre mercante.

1250 kil. de min. que contiene 8 p. 100 de cobre=	138 fs.
2000 kil. de ulla.......................................=	20
Mano de obra y diversos gastos...............=	32
	190 fs.

2574. Prescindiendo del precio del mineral, que debe variar con el del cobre, se establece la comparacion siguiente para los gastos de estraccion de 100 kilógramas de cobre mercante con relacion al combustible.

En Inglaterra.

2000 kil. de ulla................=12,000,000 de calorias.

En Chessy.

1000 kil. de cokc................=	6,600,000	calorias.
405 kil. de leña................=	121,500	id.
13 kil. de carbon de leña....=	97,500	id.
Total=	6,819,000	id.
Aqui es necesario añadir=	5,000,000	id. perdidos durante la conversion de la ulla en cokc.
Total general=	11,819,000	id.

Asi en Chessy se consume en realidad tanto combustible como en Inglaterra; pero una gran parte, del que pierde la ulla al pasar al estado de cokc, no se aplica directamente para la operacion, y podria utilizarse en las tostiones ó en otros objetos.

Si el número relativo al consumo de las fábricas inglesas no está exagerado, se observa que solo á espensas de una gran pérdida de combustible se adquiere la celeridad en las operaciones. Para una localidad determinada será preciso hacer una compensacion entre el coste del trabajo, el del combustible y el interés de los fondos consagrados á la estraccion ó compra de los minerales. Por este cálculo se podrán concluir los métodos mas ventajosos para cada caso particular.

2575. Terminaremos los datos relativos á la esplotacion del cobre por las tablas de importacion de este metal en Francia durante estos últimos años. Se advertirá, sin embargo, que el cobre que entra bajo la forma de laton no está comprendido en estos números y se espondrá mas adelante.

COBRE PURO.

	Colado y en masa.	Batido, laminado y en barras.	Limaduras y cobre viejo.
1818.	1.729,426 kil.	92,389 kil.	55,859 kil.
1819.	2.111,750	19,687	363,405
1820.	4.749,478	26,529	6,500
1821.	4.857,428	118,552	1,738
1822.	4.640,836	19,683	159,647
1823.	3.741,107	29,293	3,700
1824.	6.040,556	57,230	2,732
1825.	3.638,714	13,615	3,735

	Colado y en masa.	Batido, laminado y en barras.	Limaduras y cobre viejo.
1826.	4.179,585 kil.	15,609 kil.	1,951 kil.
1827.	4.511,504	17,608	1,012
1828.	3.342,968	12,740	4,436
1829.	5.425,580	6,067	0,131
1830.	5.578,131	8,628	0,755
1831.	3.078,030	7,278	0,500

La tabla que precede está destinada á dar á conocer la importacion del cobre rojo propiamente dicho. En la tabla siguiente se han reunido los datos relativos al cobre aleado, esceptuando el laton.

COBRE.

	Aleacion de estaño ó de plata.	Dorado, batido, tirado ó laminado.	Plateado, batido, tirado ó laminado.
1818.	125,142 kil.	11,232 kil.	15,782 kil.
1819.	44,233	12,119	14,783
1820.	98,334	»	19,206
1821.	154,054	12,083	22,396
1822.	97,136	9,843	19,594
1823.	114,662	7,619	9,000
1824.	27,303	11,133	9,212
1825.	215,440	14,457	7,968
1826.	106,250	10,022	4,607
1827.	82,519	6,963	2,679
1828.	67,877	6,498	2,395
1829.	300,184	7,667	1,585
1830.	163,314	5,251	5,350
1831.	69,435	7,359	4,846

Se puede evaluar, separadamente de la cantidad de cobre fabricado en Francia, el número medio del consumo de este metal en 4.000,000 de kilógramas aproximadamente, fabricándose en Francia de esta cantidad 120,000 kilógramas, donde se advierte que la fabricacion en Francia es de 1|40 del consumo total.

CAPITULO IX.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE PLOMO.

1.° Sobre *la mina de Pezay;* por M. Selivec. *Diario de minas*, tomo XX, página 419.

2.° Esposicion *de las operaciones que se ejecutan en la fundicion de Poullaouen;* por los señores Beaunier y Legallois. *Diario de minas*, tomo XVI, página 123.

3.° Esperimentos *sobre la temperatura de los hornos de Poullaouen;* por los mismos. Diario de minas, tomo XII, página 272.

4.° Memoria *sobre el tratamiento del sulfuro de plomo en hornos de reverbero y en horno escocés;* por M. Puvis. *Anales de minas*, tomo II, páginas 301 y 445, 1.ª série.

5.° Resultados *principales de la preparacion mecánica de la galena en Pezay;* por M. Berthier. *Anales de minas 1.ª série*, tomo III, página 549.

6.° Sobre *el partido que se podria sacar del sulfato de plomo en las artes;* por M. Berthier. *Anales de minas, 1.ª série*, tomo V, página 333.

7.° De las *minas de plomo cobre, etc., que se encierran en el suelo francés. Anales de minas 1.ª série*, tomo V, página 21.

8.° Sobre *las minas de plomo de Harz*; por M. de Bonard. *Anales de minas*, 1.ª *série*, tomo VII, página 59.

9.° Sobre el mineral de plomo de Chenelette (Rhône) por M. Berthier. *Anales de minas* 1.ª *série* tomo VII, página 152.

10. Sobre *la metalurgia del plomo*; por M. Karsten. *Anales de minas* 1.ª série, tomo XI, página 279.

11. Sobre *las minas de plomo de Cumberland y las de Derbyshire, por los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont. Anales de minas* 1.ª série tomo XII, página 401.

12. Sobre *la situacion esplotacion y preparacion mecánica de los minerales de plomo en Inglaterra por los* señores Loste y Perdonnet. *Anales de minas* 2.ª *série* tomo VII, página 3.

13. Analisis *de algunos productos de las fábricas de plomo de Inglaterra* por M. Berthier. *Anales de minas* 2.ª *série* tomo VII, página 73.

14. Sobre *el tratamiento metalúrgico de la galena*, por M. Berthier. Anales de química y de física tomo XLV página 281.

15. Modificacion *de la teoría del tratamiento de la galena en el horno de reverbero*, por M. Fourned. *Anales de minas* 1833.

16. Noticia *sobre los minerales de plomo carbonatados negros y blancos*; por M. Fournet. Anales de minas 1833.

17. Investigaciones *sobre los sulfuros metálicos y advertencias sobre algunos resultados de su tratamiento metalúrgico* por M. Fournet. Anales de minas 1833.

2576. El plomo es uno de los metales cuya esplotacion asciende á la mas remota antigüedad. Sus aplicaciones son bien conocidas en el estado de metal. Aun cuando el zinc

le ha reemplazado con ventaja en algunas circunstancias, el plomo metálico se consume siempre en gran cantidad para la fabricacion de tubos y de otros muchos objetos que exigen un metal fácil de trabajar y un precio económico.

El plomo metálico se emplea en la preparacion de los minios; y por consiguiente en la del cristal y en la de los barnices de las fábricas de basos terrosos; sirve para fabricar el albayalde y tambien para preparar el color de naranja. En algunas fábricas se le convierte en acetato de plomo. Todos estos objetos se fabrican en grande.

La cantidad de plomo que se espende anualmente en el comercio por los diversos estados europeos puede establecerse del modo siguiente.

Inglaterra..........	300,000	quintales.
España..............	300,000	
Prusia..............	36,000	
Austria.............	34,000	
Hartz...............	30,000	
Francia.............	10,000	
Nasau-O Essingen..	6,000	
Sajonia.............	5,000	
Rusia...............	5,000	
Saboya..............	2,000	
Paises-Bajos........	2,000	
Anhalt Bembourg...	1,500	
Pais de Baden.......	500	
	731,800	

La facilidad con que el plomo entra en fusion haria la esplotacion de los minerales de este metal sencilla y poco

costosa si en la mayor parte de los casos no hubiera que luchar contra la formacion de productos accidentales que se presentan en cantidad considerable. Solo se esplota de una manera general el sulfuro natural de plomo que se conoce en las artes con el nombre de *galena*. Este es el único género de estraccion que examinarémos detenidamente. En cuanto al tratamiento del óxido natural ó artificial, del carbonato y fosfato natural solo hablaremos de una manera general.

El óxido bien sea puro, bien carbonato se reduce tan fácilmente cuando se le calienta mezclado con carbon que esta facilidad nos dispensa el esponer detalles mas amplios. Sin embargo, describiremos su tratamiento al examinar el empleo de los productos accidentales del trabajo del plomo argentífero.

El fosfato de plomo natural solo se trata en las cercanías de Wissembourg allí se encuentra mezclado con carbonato. Se le funde en un horno de reverbero mezclándole con polvo de carbon. Este procedimiento cuyos detalles se conocen muy poco, parece imperfecto. Á pesar que el fosfuro de plomo sea un compuesto poco estable no puede tener ninguna ventaja el trasformar el fosfato de plomo en fosfuro y será mas sencillo añadir al mineral bien sea cal ó bien carbonato de cal, para producir un fosfato de cal poniendo á descubierto el óxido de plomo. Este se reduciría entonces por el carbon, y se evitaría la formacion de los mates fosfurados que hacen difícil este tratamiento y que deben consumir inútilmente unas cantidades de combustibles considerables.

2577. Prescindiendo de estas esplotaciones raras y poco importantes bamos á pasar al tratamiento de la galena. Examinemos desde luego las propiedades generales de este mineral.

La galena se encuentra en los terrenos primitivos á saber, en el gneiss, en el mica-esquisto y los schitos arcillosos, las minas de Villefort y violas en la Lorena, las de Viena en el delfinado se hallan en este caso. Se han encontrado tambien en los terrenos intermedios y sobre todo en la calcarea metalífera que depende de ellos; tales son las minas de Derbyshire y de Nortumberland; se encuentra en fin en los terrenos secundarios las areniscas inferiores, el zechstein y el mismo lias le presentan tambien.

El sulfuro de plomo se encuentra muchas veces mezclado ó combinado con minerales argentíferos. Las tres minas que se esplotan en Francia, las de Poullaouen Villefort y Pont-Gibaud, pertenecen á esta clase. Se estrae desde luego el plomo por los procedimientos ordinarios; este metal arrastra consigo toda la plata que contiene el mineral, y esta se separa despues por unos procedimientos que examinaremos separadamente. Los sulfuros de plomo argentífero poseen un carácter particular de cristalizacion. De aqui provienen las distinciones de las galenas en galenas de grandes, medianas y pequeñas facetas. Las últimas son las mas ricas en plata, las primeras lo son muy poco y aun á veces no contiene ninguna cantidad de este metal.

Cuando las galenas estan privadas de plata ó al menos contienen muy poca para poderse estraer ventajosamente se las puede privar enteramente de su ganga por unas lavaduras convenientes. Pero cuando es argentífera hay siempre un inconveniente en prolongar las lavaduras demasiado, porque algunas veces las mismas gangas son argentíferas. Se debe por lo tanto estudiar la influencia de las gangas sobre los productos del tratamiento.

Las gangas ó los minerales que se encuentran con la ga-

lena son muy variados, pero los mas esenciales que se deben considerar son el cuarzo, el sulfato de barita, la pirita pura ó arsenical y la blenda.

El sulfuro de plomo posee algunas propiedades químicas que es necesario recordar para conocer la base de los métodos que estan puestos en uso en su tratamiento metalúrgico.

Este mineral no es volátil por sí mismo pero puede serlo en una corriente de gas. De aqui provienen los humos que se desprenden en los hornos, y que no dejan de ser peligrosos.

Calentando este sulfuro al contacto del aire, se convierte en sulfato, y como el sulfato de plomo resiste á la accion de una temperatura muy elevada las mas veces se forma sulfato de plomo en el tratamiento de este mineral que se somete ordinariamente á una tostion anticipada.

El sulfuro y el sulfato de plomo no puede resistir á una temperatura muy elevada.

Un átomo de sulfuro, P B S, y un átomo de sulfato P B O, 10^3 se convierten en P B^2 ó 2 átomos de plomo y S^2 O^4 es decir, 2 átomos de ácido sulfuroso.

Un átomo de sulfuro P B S, y 3 átomos de sulfato 3 P B 0, 10^3 se trasforman en 4 átomos de protóxido de plomo, de P B O y 4 átomos de ácido sulfuroso, 410^2

Cuando el sulfato de plomo domina se forma siempre óxido de plomo y queda sulfato mezclado.

Cuando domina el sulfuro de plomo, se desprende siempre ácido sulfuroso y queda *sub-sulfuro de plomo.*

Este sub-sulfuro posee unas propiedades importantes. No puede existir sino á una temperatura muy elevada, y solo se conserva cuando se le enfria repentinamente; á un calor mediano, por ejemplo, al que se necesita para reblandecerle se

convierte en plomo puro, y en sulfuro de plomo ordinario. Muchos fenómenos del tratamiento metalúrgico del plomo se esplican por esta reaccion.

El sulfuro de plomo se descompone por el hierro á una temperatura muy elevada. De aqui resulta sulfuro de hierro y plomo metálico.

Su descomposicion será mas rápida todavia por el óxido de hierro. De aqui resultará gas sulfuroso, sulfuro de hierro y plomo metálico.

Por último se descompone mas fácilmente por el óxido de plomo, y resulta tambien gas sulfuroso y plomo metálico.

2578. Entre las propiedades que acabamos de recordar hay dos que se prestan singularmente á la separacion del metal. La primera y mas sencilla consiste en el empleo del hierro, que produce un sulfuro de hierro fusible y plomo metálico. La segunda está fundada en la reaccion del sulfuro de plomo y del óxido ó del sulfato de plomo. De esta resulta ácido sulfuroso y plomo metálico. El sulfato y el óxido de plomo se producen por la simple tostion del sulfuro. El procedimiento práctico consiste, pues, en poner en relacion unas masas convenientes del mineral tostado y del mineral crudo. Tambien se pone en uso muchas veces con buen éxito esta clase de licuacion, que consiste en calentar repentinamente las masas de sub-sulfuro de plomo. El plomo metálico se separa en gran cantidad y queda un sulfuro de plomo mas rico en azufre, que no tarda en fundirse. Todo el procedimiento se reduce á calentar vivamente el mineral para que el plomo fundido corra sin darle tiempo á mezclarse con el sulfuro que empieza á fundirse, teniendo cuidado sin embargo de no elevar demasiado al principio la temperatura para que la fusion de las dos materias no sea simultánea.

La esposicion de los sencillos procedimientos basados sobre uno de estos principios ó bien la de los procedimientos compuestos de que se hace uso algunas veces será muy practicable no perdiendo de vista lo que acabamos de decir.

Estos procedimientos se dividen en tres séries relativamente á la naturaleza de los hornos que se emplean, que son el horno de reverbero, el horno escocés, el horno de manga ó el horno semialto.

Relativamente á la naturaleza del tratamiento se distinguen los métodos que desulfaran al mineral por el hierro y los que operan esta desulfuracion sin adicion de metal. Por último, es necesario notar tambien que la galena es sometida muchas veces á una tostion anticipada á la reduccion mientras que otras muchas tambien, la tostion y la reduccion, confundidas en algun tanto se verifican en el mismo horno.

Sin embargo, puede decirse en general que el concurso del hierro ó del aire es necesario sea cualquiera el método por el que la galena se desulfure y convierta en plomo.

Antes de tratar de una manera particular los métodos que se aplican para la esplotacion de los plomos argentíferos, solo haremos observar que cuando se trata una galena argentífera cuyo metal debe copelarse, no hay necesidad de obtener desde luego un plomo muy puro y dulce, esto seria de poca utilidad puesto que el plomo debe convertirse por la copelacion en plata y en litargirios que á su vez se reducirán de nuevo para estraer el plomo. Es constante que un plomo muy cargado de azufre puede convenir muy bien á la copelacion mientras que una galena pura debe tratarse de manera que suministre el plomo mas puro posible bien esento de azufre y á propósito para introducirle inmediatamente en el comercio.

Tratamientos sin adicion del horno de reverbero.

2579. Este notable procedimiento ha tenido orígen en Inglaterra, despues se introdujo en Poullaonen, de alli en Alais y en seguida en Pezay donde ha sido el objeto de un exámen detenido. Pero estas diversas copias del procedimiento han alterado sucesivamente su marcha, y cuando en estos últimos tiempos se ha podido penetrar en las fábricas inglesas se ha observado que sus métodos habian tenido muchas mejoras ó han sido mejor dirigidos con respecto al punto de economía.

El procedimiento tal cual se practica actualmente en Inglaterra es notable por su rapidez.

Todos los tratamientos en horno de reverbero se asemejan en que el plomo se estrae por la reaccion del sulfuro sobre el sulfato. Pero segun que el procedimiento se dirige con mas ó menos calor queda por resíduo sulfuro ó sulfato. En el primer caso el plomo es duro y se cubre de abundantes mates. En el segundo las escorias que se forman y el sulfato de plomo son ricas y exigen nuevo tratamiento.

En Pezay y en la mayor parte de las fábricas del continente se trata el sulfuro de plomo sin adicion. En Inglaterra la presencia del sulfato de barita en las gangas ha hecho necesaria la adicion de un fundente formado esencialmente de fluoruro de calcio, que juega un papel muy notable.

El procedimiento actual de los ingleses se propaga en las diferentes fábricas, se ha adoptado en España y se ha tratado de introducir en Conflans, en Saboya y en otros muchos puntos. Este procedimiento que debe algunas de sus ventajas á mejor proporcion entre las diversas partes del horno, merece, pues, una atencion particular. Le describiremos al lado

del que se emplea en Pezay que permite establecer de una manera precisa la teoría general del tratamiento por la facilidad con que diversos ingenieros han podido estudiar su marcha.

2580. *Tratamiento de Pezay en horno de reverbero.*— Este tratamiento está fundado en la accion que el aire ejerce sobre el sulfuro de plomo á una temperatura elevada. Una porcion del sulfuro se trasforma en óxido y en sulfato que se mezcla lo mejor pesible con el sulfuro sin atacar. Resulta repentinamente por esta union gas ácido sulfuroso y plomo metálico, ó bien gas ácido sulfuroso y sub-sulfuro de plomo que por una modificacion conveniente de temperatura se separa al momento en sub-sulfuro y en plomo metálico.

Tomaremos los detalles del tratamiento de la escelente memoria de M. Puvis donde se hallan las nociones mas exactas sobre las manipulaciones particulares de este género de esplotacion y sobre la teoría general que se deduce de él.

2581. El schlich crudo que contiene lo menos 76 por 100 de plomo se trata en un horno de reverbero; esta riqueza varía poco en las diversas épocas. Se funden á la vez en el espacio de 16 horas 1250 kilógramas (2725 libras) con cerca de 4 steres (71,9636 fanegas) de leña de abeto.

La carga se ejecuta por dos obreros que se colocan en frente de las dos puertas de las estremidades, se conduce delante de ellos el mineral y ellos le arrojan al interior del horno con unas palas encorvadas de hierro. Cuando el schlich está cargado se estiende por el horno teniendo cuidado no obstante, de alejarle del agujero de atravesar y de las puertas.

Habiendo quedado el horno sin fuego durante el tiempo de la descarga y la nueva carga se enfria mucho, sobre todo

á causa de la humedad que acompaña siempre al schlich; asi del grado rojo blanco que tenia al concluir la fundicion precedente se rebaja su temperatura hasta el grado rojo sombra. Para volverle á calentar inmediatamente despues de la carga se ponen en el fogon dos ó tres pedazos de leña, y en seguida se aumenta el fuego progresivamente. Al momento se presenta en la superficie el schlich, un desprendimiento bastante abundante de gas ácido sulfuroso, al cabo de una ó dos horas se perciben algunas gotitas de plomo que se escapan de las materias que estan situadas cerca del fogon, donde el calor es mas considerable, pero su existencia es de muy poca duracion; el número de estas gotas es demasiado pequeño para poder llegar á la pila y quedando espuestas sobre el suelo ó una corriente de aire caliente se trasforman con rapidez en litargirio, y desaparecen. Al cabo de dos horas y media de fuego, las materias se cubren de una capa blanca amarillenta de una ó dos líneas de espesor; debajo de esta capa de *sulfato de plomo*, el schlich se manifiesta todavia negro irisado y pulverulento. A esta época se empiezan á remover las materias por la abertura mas próxima al fogon, porque esta corresponde al punto mas caliente. Las otras puertas estan cerradas. El obrero levanta la capa que se forma, la quebranta y la mezcla con el schlich removiendo lentamente y con precaucion porque de otro modo el schlich virulento levantándose en forma de nube á cada golpe seria arrastrado en gran cantidad por la chimenea. La corriente de aire caliente que arrastra al schlich muy dividido le quema con una llama de color blanco azulado y le deposita en parte contra las paredes de la chimenea en el estado de sulfato. En efecto, diversos análisis indican para la composicion de este depósito:

	Gueymad.	Idem.	Descostils.
Sulfato de plomo...	88,36	97,34	82,74
Oxido de hierro.....	2,40	0,00	5,0
Silice...............	2,20	2,00	5,77
Alumina............	2,60	0,0	0,0
Azufre.	0,0	0,0	3,40
	95,56	99,34	96,88

Al cabo de tres horas se suspende el trabajo de la primera puerta, el obrero abre la de en medio y empieza por separar el schlich que está esparcido cerca del agujero de atravesar, despues remueve la materia con las precauciones indicadas anteriormente.

Se continúa aumentando el fuego poco á poco, algunos instantes despues se cierra la segunda abertura; un obrero se coloca en la última y opera como las precedentes; pero estando poco calientes las materias en este punto termina prontamente su trabajo.

Despues de tres horas y media se vuelve á empezar por la primera abertura á remover la materia que ya se encuentra cubierta con una capa de sulfato. Tres obreros trabajando sucesivamente en las tres puertas, continúan de esta manera, teniendo cuidado de separar todo lo que cae al agujero de atravesar. Durante todo este tiempo, que continúa la tostion se desprende ácido sulfuroso, se forma sulfato de plomo y el metal empieza ya á correr por causa de la mezcla que se opera sin cesar.

Al cabo de cinco horas continúa el plomo corriendo, pero siempre en pequeña cantidad, se puede muy bien observar pero sobre todo una hora ó hora y media despues el modo con

que el plomo se separa. Cuando se mezclan las materias que estan secas ó que no producen plomo se vuelven inmediatamente pastosas y el plomo que resulta de ellas pasa á la pila desde que el obrero dejando de remover le permite colarse. A este tiempo se hace llegar la llama en frente de la abertura de en medio y aun algunas veces un poco mas distante. El fuego se sostiene al mismo grado hasta que se haya obtenido cerca de la mitad del plomo.

La temperatura mas conveniente es la que mantiene al mineral en un estado ligeramente pastoso, la esperiencia prueba que el plomo se separa en este caso con mayor facilidad y sin mates con tal que se tenga el cuidado de removerle constantemente y de renovar el contacto entre el sulfato y el sulfuro. Para esto á las siete horas se colocan al mismo tiempo dos obreros en las dos puertas estremas y remueven la materia durante media hora; asi que los instrumentos con que revuelven adquieren un grado rojo blanco, los retiran teniendo cuidado de no dejarlos largo tiempo espuestos á esta alta temperatura, porque se destruirian con prontitud á causa de la reaccion del azufre contenido en el sulfuro de plomo sin tostar.

En el momento que cesan su trabajo se coloca otro obrero en la abertura de en medio, revuelve la materia á su vez y cuando el urgon está enrojecido se retira y los otros dos obreros vuelven á ocupar sus puestos.

De esta manera se continúa teniendo cuidado de poner leña de tiempo en tiempo haciendo sostener el calor en el horno.

La segunda y la tercera puerta solo se abren durante el trabajo; la primera está siempre abierta para poder juzgar mejor el estado del horno. Cuando la pila está bien llena al

cabo de nueve horas poco mas ó menos, se hace la primera colada; se separa el tapon de arcilla y el plomo llega enrojecido á la pila de recepcion. Se tapa de nuevo el agujero de atravesar poniendo en él un pedazo de madera que entre sin dificultad y por encima un tapon de arcilla que se aprieta con la cabeza redonda de un espeton.

Entonces se cubre el plomo con algunos carbones y se pone sobre la pila esterior una hoja de palastro ó chapa de hierro, por este medio se conserva una temperatura conveniente y se preserva de la oxidacion.

Algunos instantes despues se introducen en el horno por la primera puerta la mitad de los mates que se han recogido sobre el baño de plomo en la última colada de la fundicion precedente. El plomo se separa con facilidad dejando por residuo un mate mas sulfurado y menos fusible.

En este momento el humo se presenta ya muy espeso; debe perderse por consecuencia una cantidad muy notable de plomo en el estado de óxido ó de sulfato; en este instante es tambien cuando el plomo corre con mas abundancia; su presencia asi como la de unos pocos de mates reblandecen las materias. Asi que la formacion del plomo se detiene se aumenta el fuego y se concluye la introduccion de los mates de la fundicion precedente. Cuando estan todos en el horno se hace la segunda colada que generalmente tiene lugar al cabo de once horas, el plomo corre muy enrojecido mezclado con mates que provienen en gran parte de los que se han introducido en el horno. Estos mates sobrenadan á la superficie del baño donde se solidifican. Se dejan todos aquellos que cubren proximamente al plomo á fin de preservarle mejor el contacto del aire y se separa el resto con una *espumadera* para que el plomo que es mas líquido pueda separarse bien

de ellos. Cuando estan bien escurridos se vuelven á echar en el horno por la primera puerta. Desde la primera impresion de fuego estos mates, que cuando estan líquidos retienen mucho plomo ya sea mezclado, ya combinado, le dejan correr con abundancia y prontitud. Los mates estan formados esencialmente de un sub-sulfuro que se trasforma en sulfuro ordinario y en plomo.

Los productos de esta primer colada son, pues, definitivamente plomo, mate y una materia escoriforme que queda sobre el suelo. El plomo y los mates se separan en la pila de recepcion en virtud de la diferencia de su densidad. Se advierte que los mates que estan formados de sub-sulfuro de plomo vuelven á pasar al horno indefinidamente para licuarse y esto los trasforma en plomo que se cuela y en sulfuro que queda en el horno. Este último producto reproduce la série de los fenómenos que presenta el sulfuro natural.

La materia escoriforme que permanece constante sobre el suelo del horno está formada de

Sulfuro de plomo.....	56,0
Oxido de plomo.......	20,0
Plomo metálico.......	17,0
Sulfato de plomo.....	Señales.
Oxido de hierro.......	6,0
Ganga................	1,0
	100,0

Este análisis de M. Berthier ejecutado sobre una escoria de la fábrica de Conflans, hace ver que este resíduo puede considerarse como un oxi-sulfuro, ó bien como una mezcla de óxido y de sulfuro. Calentándolo fuertemente producirá

gas sulfuroso y plomo, pero se prefiere un tratamiento reductivo, cuya teoría es mas complicada; describiremos desde luego el procedimiento.

2582. Habiendo ya producido el schlich mas de la mitad de su plomo, se procede á otra operacion que se llama resudado y exige las disposiciones siguientes. Algunos instantes despues de la segunda colada, se vuelven á echar las materias en frente de la segunda puerta. Como entonces una parte del suelo se halla descubierto y espuesto á la accion de la llama, podria reblandecerse y degradarse al tiempo de la descarga; asi se tiene cuidado de echar en el algunas paladas de cal segun es mayor ó menor su degradacion. La cal obrando sobre las materias de que está penetrado el suelo origina sulfato de cal y disminuye su fusibilidad. Entonces se tapa la última puerta por lo cual cesa el trabajo hasta el fin de la operacion.

Se cierra tambien la puerta de en medio, despues de haber vuelto á echar cerca del fogon las materias que se encuentran en frente de ella y no se vuelve á abrir sino para separar los mates que descienden al tiempo de la colada.

Estando todas las materias en frente de la primera puerta esperimentan la temperatura muy elevada que se aumenta todavia mas activando fuertemente el fuego en la hornilla é introduciendo leña en el mismo horno. La adicion de esta leña tiene tambien por objeto el descomponer una parte del óxido del plomo que aumenta sin cesar en gran cantidad y que se trata de hacerle pasar al estado metálico. Este efecto se consigue removiendo constantemente la masa fundida y manteniendo su temperatura al grado rojo blanco. El horno durante este tiempo se encuentra lleno de vapores blancos muy espesos; el producto en plomo disminuye siempre y el metal corre mezclado con muchos mates; los urgones reaccionan

con prontitud y se desgastan tambien, por lo cual se tiene cuidado de no emplear para este efecto sino los mas malos.

La tercera colada se hace al cabo de trece *ó cartoce* horas; esta produce siempre muchos mates que se separan del plomo por los procedimientos siguientes.

Cuando el baño está muy caliente se echa sobre él como medio arnero de serrin de madera ó de virutas; y por encima un poco de resina, se revuelve bien con una espumadera y se produce un humo espeso. Un momento despues se da fuego á las virutas con un poco de resina inflamada, se continúa removiendo fuertemente y con rapidez de modo que la materia carbonosa é inflamada se ponga en contacto con el plomo y los mates. Las partes oxidadas se desoxidan y el mate quebrantado abandona una parte de su plomo y queda mas seco y ligero. Cuando la llama está próxima á estinguirse se echa nueva cantidad de resina para reanimarla: de este modo se continúa durante quince ó veinte minutos al cabo de los cuales se separa primero con una pala, y despues con una espumadera todo el mate mezclado con carbon que sobrenada en el baño para volverlo á echar en el horno. Este mate endurecido esperimenta desde la primera accion del fuego una licuacion que separa de él mucho plomo.

El plomo descubierto aparece de un rojo sombra; entonces se le cuela en barras. Las tres coladas precedentes suministran al poco mas ó menos los cuatro quintos del producto total de la fundicion.

Para obtener lo restante del plomo se continúa el fuego durante una hora, se revuelven bien las materias durante el mismo tiempo y se procede á la última colada. El producto de esta colada se trata como el de las precedentes y se separan los mates obtenidos para pasarlos á la siguiente fundicion.

2583. En Conflans no ha esperimentado cambios la primera parte de la operacion, pero la segunda y la última colada se practica de una manera diferente. La materia que deja la primera colada está formada esencialmente de sulfuro y de óxido de plomo y se añade carbon para reducir el óxido y estraer el plomo que contiene. Despues se tuesta para destruir el sulfuro y esta operacion produce tambien plomo y una nueva mezcla de sulfuro y de óxido sobre la cual se hace obrar de nuevo al carbon. Por estas reducciones y tostiones sucesivas, se obtiene una porcion considerable de plomo con unos mates abundantes. Este tratamiento dura cinco horas.

En fin se añade un esceso de carbon y se da un golpe de fuego violento por cuyo medio corre todavia una cantidad de plomo y de mates y quedan en el suelo unas escorias negras y magnéticas que estan formadas de

Silice..............................	17,0
Oxido de plomo..................	16,0
Barita.............................	11,5
Protóxido de hierro y hierro....	53,5
Azufre..............................	2,0
	100,0

Este es un silicato de protóxido de hierro de plomo y de barita, formado á espensas de la silice del suelo, del hierro de los urgones y de la barita del sulfato de barita de las gangas.

El plomo de la última ó de las dos últimas coladas está mas sulfurado y mas impuro que el que se obtiene en el primer trabajo, y esto consiste en la alta temperatura que ha si-

do necesario desenvolver para estraer las escorias. Se observa tambien que contiene menos plata; las escorias que quedan en el horno se estraen y echan en agua fria; estas contienen 23 por 100 de mineral crudo, y se pasan á un horno de manga donde producen cerca del 6 por 100 de plomo.

El producto ordinario de una fundicion es 800 kilógramas (1744 libras) es decir, que 100 partes de mineral suministran 64 de metal aproximadamente, á las cuales es necesario añadir 6 por el metal que sustraen las escorias, siendo el producto total 70 por 100 del mineral crudo. Algunas veces se obtienen resultados menos ventajosos, pero en las fundiciones siguientes se restablece el equilibrio. Estas diferencias consisten ordinariamente en la formacion de los mates; porque cuando estos son muy abundantes el producto se equilibra en los tratamientos subsecuentes. La cantidad de los mates varía de uno á dos quintales métricos (de 218 á 436 libras.)

El mismo sistema de tratamiento se ha adoptado en Poullaouen. Las cargas mas fuertes son alli de 1300 kilógramas (2834 libras) cuando en Conflans son de 1000 kilógramas (2180 libras, y en Pezay de 1250 (2775 libras). En Poullaouen se componen de 800 kilógramas (1744 libras) de mineral de Poullaouen y de 500 kilógramas (109 libras) de mineral de Huelgoët. Aqui se obtienen tambien plomo, mates y una escoria que recibe el nombre de grasa blanca. Como el plomo alli es argentífero nos ocuparemos de el en otro lugar; los mates ricos que le acompañan estan formados segun M. Berthier de diversos sulfuros mezclados ordinariamente con plomo y escorias. Estos mates contienen:

Sulfuro de plomo...	62,5	55,2
Sulfuro de cobre....	4,0	0,4
Sulfuro de hierro...	1,5	3,8
Sulfuro de zinc......	0,0	11,0
Plomo................	32,0	0,0
Escorias.............	10,0	29,6
	100,0	100,0

En cuanto á las grasas blancas, resíduo final de la fundicion, contienen:

Silice..................	24,0
Oxido de plomo......	30,0
Oxido de zinc........	27,0
Oxido de hierro......	12,0
Sulfuro de plomo....	4,0
Sulfato de plomo.....	3,0
	100,0

Estos son tambien como en el tratamiento de Conflans una mezcla de diversos silicatos, entre los cuales se ve figurar al de zinc, que proviene de la presencia de una blenda en el mineral, mientras que no se encuentra en el silicato de barita á causa de la ausencia del sulfato de barita. Estas variaciones en la naturaleza de las bases no cambian en nada la esencia del procedimiento, y tiene la tendencia de las reacciones que permanecen las mismas.

El mismo procedimiento está puesto en uso en Holzappel, cerca del valle de Mein, sobre un mineral muy cargado de blenda y produce unos resultados que confirman enteramente los que acabamos de anunciar.

Las escorias ó grasas blancas que han quedado en el suelo despues de la estraccion completa del plomo contienen segun el análisis de M. Berthier.

Silice	10,0
Oxido de plomo	38,9
Sulfato de plomo	8,0
Oxido de zinc	30,5
Oxido de hierro	5,6
Idem de manganeso, alumina.	2,0
Sulfuro de plomo	5,0
	100,0

Esta es tambien una mezcla de diversos silicatos producidos por las bases que han tenido orígen en el tratamiento.

Los urgones se cubren en esta fábrica de una escoria negra agrisada, formada, segun M. Berthier, de

Silice y alumina	2,4
Oxido de plomo	61,2
Sulfato de plomo	4,4
Oxido de hierro	16,0
Oxido de zinc	15,2
Azufre	1,8
	101,0

Esta escoria está compuesta, como se advierte, de sulfuro de plomo y de zinc, que cede su azufre al hierro, y forma desde luego tres sub-sulfuros poco fusibles que adhieren al urgon. Esta capa se oxida despues del contacto del aire y produce tres óxidos metálicos mezclados ó combinados.

2574. *Tratamiento inglés en horno de reverbero.*—El trabajo en horno de reverbero, ha tenido su orígen, como ya hemos dicho, en Inglaterra. Este trabajo se practica en el Derbijshire y en algunas fábricas de las cercanías de Alston Moor, por medio de un procedimiento análogo al que acabamos de describir; pero bajo el punto de vista de economía el trabajo está mejor dirigido. La naturaleza de las gangas por otra parte introduce algunas modificaciones en los productos y en los procedimientos que hacen su exámen mas importante. La riqueza del mineral varía mucho; los ensayos indican en él unas cantidades de plomo que ascienden de 23 á 75 por 100. Se mezclan diversas clases de minerales, para facilitar la fusion de las gangas una por otra, y con respecto á esto se siguen las reglas prácticas cuya teoría se deduce fácilmente de los análisis que espondremos mas adelante. Véase como se ejecuta la operacion en Lea. Alli se esplotan dos clases de minerales: la galena pura y un mineral mezclado que contiene:

Sulfuro de plomo.......	55
Carbonato de plomo....	23
Sulfato de barita......	19
Arcilla................	3
	100

Estos dos minerales se mezclan en partes iguales al poco mas ó menos y se tratan á la vez 812 kilógramas (1770,16 libras).

Los hornos de reverbero ingleses estan generalmente provistos de una tolba, que se halla colocada sobre la bóveda y en la cual se pone la carga de mineral. Asi que una

operacion ha terminado, y que el horno se desembaraza de las escorias y de las grasas, se vuelven á tapar los dos orificios de colar con un mortero de cal viva diluida en agua. Entonces se quita la placa de fundicion que se encuentra debajo de la tolba, y se levanta la plancha de corredera que cierra el orificio inferior, se hace caer toda la nueva carga al horno y se estiende sobre su suelo con los urgones.

Se cierran las puertas del horno para que se pueda calentar y al cabo de dos horas se vuelven á abrir y se dejan en este estado hasta que el humo que llena el horno haya desaparecido. Entonces se vuelven á cerrar y se activa de nuevo el fuego. Por segunda vez se vuelven á abrir las puertas y se remueve el mineral alternativamente por las aberturas de uno y otro costado del horno; la materia es pastosa y el plomo corre por todas partes hácia el crisol.

El sulfuro de plomo se encuentra convertido en sulfato durante el primer golpe de fuego. Si al cabo de algun tiempo se abren las puertas para enfriar el horno es sin duda con el fin de oponerse á una fusion demasiado pronta; no siendo bastante considerable la proporcion del sulfato producido será incompleta la reaccion del sulfato y del sulfuro. Encontrándose el sufato en cantidad suficiente despues de la segunda calda se remueve la materia, la reaccion se determina y el plomo corre de todas partes al mismo tiempo que se desprende el ácido sulfuroso.

Al cabo de tres horas y media, parece que la materia está dispuesta para la licuacion, entonces se añaden 9 paladas de fluoruro de calcio, mezclado con carbonato de cal, en las proporciones de tres partes del primero por una del segundo. Esta mezcla se introduce en el horno por las puertas del costado en que se halla colocado el maestro fundidor y en los

términos siguientes: tres paladas por la que está mas cerca de la chimenea, tres por la del costado del fogon, y tres en fin por la puerta de enmedio.

El fundente se mezcla con el mineral por medio de los urgones y despues de haber cerrado todas las puertas se activa tercera vez el fuego. Si la primera cantidad de fundente no ha bastado se vuelve á añadir un poco mas; por último la masa entra en fusion completa.

Se da salida á las escorias pobres y tan luego coma estas cesan de colar se cierra el agujero que se habia abierto para dejarlas paso libre. Por la puerta de enmedio se echa ulla menuda para solificar las escorias ricas que han quedado sobre el baño en un estado medio de fluidez que impide el retirarlas con el urgon ó de hacerlas colar por el agujero que ha dado el paso á las mas líquidas. Algunas veces se emplea la cal en vez de la ulla para el mismo efecto, pero la cal aumenta sin necesidad la masa de las materias que se han de fundir. En fin se abre el agujero de colar y el plomo pasa á la pila de recepcion.

Las escorias ricas se retiran por la puerta del medio del costado opuesto al agujero de colar.

La operacion duran cinco horas.

Se separan las grasas que forman una costra espesa en la superficie del baño de plomo por medio de una espumadera; se las comprime apretando la espumadera sobre una barra de hierro fija que atraviesa la pila y se echan en el horno por el lado del puente. Allí esperimentan una especie de licuacion; el plomo corre y va á parar á la pila de recepcion. De tiempo en tiempo se echa sobre estas brasas una pequeña cantidad de fundente ordinario formado de carbonato de cal y fluoruro de calcio.

La refundicion de las grasas dura cerca de una hora.

Interin esta operacion se ejecuta se amolda el plomo en las rieleras.

Las escorias pobres son opacas, blancas ó de un gris claro; sirven para fabricar el suelo ó reparar los caminos. Las grasas se refunden en un horno de manga.

Las escorias fusibles que se desechan estan formadas de

Fluoruro de calcio............	16,0	13,6
Sulfato de barita.............	25,0	30,0
Sulfato de cal................	22,5	33,0
Sulfato de plomo..............	22,0	9,0
Oxido de hierro y de zinc..	4,5	4,0
Cal...........................	8,0	8,8
Acido carbónico y pérdida..	2,0	1,6
	100,0	100,0

Estos análisis demuestran que el fundente empleado en Lea, sirve por su carbonato de cal para descomponer el sulfato de plomo que se ha producido en esceso. El óxido de plomo puesto en libertad reacciona sobre la galena sin tostar y la reduce convirtiéndose su azufre en ácido sulfuroso.

2585. El fluoruro de calcio obra á no dudarlo como fundente. El es el que hace fusibles á los sulfatos de plomo, de barita y de cal, que solo mezclados no se fundirían á la temperatura en que lo verifican con la adicion del fluoruro. Este papel que es forzoso asignarle á *priori* se halla plenamente confirmado por los esperimentos de M. Berthier.

Dos átomos de fluoruro de calcio y un átomo de sulfato de barita, producen una materia que adquiere una liquidez perfecta á los 50.° pirométricos.

Un átomo de fluoruro de calcio y uno, dos ó medio átomos de sulfato de cal suministran unos productos muy líquidos á la misma temperatura.

Un átomo de fluoruro de calcio con uno ó dos átomos de sulfato de plomo, dan unos productos perfectamente líquidos con el mismo grado de calor.

Por último los tres sulfatos reunidos producen igualmente con el fluoruro de calcio unos compuestos perfectamente fusibles á la misma temperatura.

En la reunion de estos resultados se podrá concluir que el empleo del fluoruro de calcio bien dirigido deberá sobre todo tener por objeto el hacer fusible al sulfato de barita contenido en el mineral, asi como al sulfato de cal que puede formarse á espensas de la cal que contiene las gangas. Si la oxidacion no ha pasado de su término no será necesario añadir carbonato de cal, y deberá encontrarse poco sulfato de plomo en las escorias. Es muy difícil por lo demas en una operacion de tanteos como esta el llegar á producir la dósis justa de sulfato de plomo que se necesita para la reduccion del sulfuro. Cuando la oxidacion es menor de lo regular quedan mates, y cuando es demasiado queda un sulfato de plomo. El procedimiento inglés se arrreglaria fácilmente si en cada parte un poco considerable del mineral que se ha de tratar se estudiara la composicion química de las escorias hasta que por medio de ligeras modificaciones practicadas al pie del horno se llegara á privarlas del sulfato de plomo sin emplear carbonato de cal.

El ensayo de las escorias se hará fácilmente sin recurrir al análisis húmedo; para esto bastará pasarlas al crisol con el doble de su peso de flujo negro y una décima ú octava parte de su peso de hierro en limadura.

Las escorias ricas que quedan despues de la colada de las escorias pobres se componen de

Fluoruro de calcio...........	7,2	8,5
Sulfato de barita........... .	22,0	24,4
Sulfato de cal.................	1,6	5,6
Sulfato de plomo.............	12,0	30,0
Oxido de hierro..............	15,4	5,6
Oxido de zinc.................	7,2	8,0
Cal............................	14,0	14,7
Sulfato de plomo.............	17,6	2,0
Acido carbónico y pérdida..	3,0	1,2
	100,0	100,0

La formacion de estas escorias dependen evidentemente de que los sulfatos son demasiado abundantes para pasar al estado líquido, por el fluoruro de calcio que se emplea. Hay pues tendencia á formarse dos compuestos, uno fluido y otro sólido, entre los cuales los diversos elementos se dividen como en el vidrio que se divitrifica. La formacion de las escorias ricas depende tambien de una tostion demasiado adelantada, de la adicion de cal que es consecuencia de esta y de la formacion demasiado abundante de los sulfatos de plomo y de cal.

No puede evitarse su produccion forzando la dósis de fluoruro de calcio porque desaparecerá en una masa de escorias demasiado grandes el sulfato de plomo que contienen y del cual se estrae el metal por medio de un horno de manga.

No será conveniente evitar su produccion tratando de una tostion mas económica suprimiendo la cal del fundente.

Será necesario en todo caso conformarse con el método seguido en la actualidad que consiste en añadir por partes

el fluoruro de calcio hasta que la masa se hace líquida y nada mas. Este método dividirá siempre los productos en tres clases; el plomo, las escorias ricas en sulfato de plomo poco fusibles y las escorias pobres en sulfato de plomo muy fusible. Esta clasificacion es la mas ventajosa que se puede encontrar.

Las escorias ricas pasan al horno de manga. Este se carga hasta una pulgada ó dos antes de llegar á la tobera de fragmentos de ulla que se recogen en el cenicero del horno de reverbero. El resto de su capacidad se llena por el Cokc en pedazos sobre el cual se cargan las escorias mezcladas con los minerales pobres, que tienen por ganga carbonato de cal y fluoruro de calcio y con los humos que se depositan en la chimenea del horno de reverbero.

En esta fundicion se obtiene plomo reducido y una nueva escoria. Estos dos productos se reunen en una pila de recepcion. La escoria se cuela en una cuba rectangular llena de agua fria, se divide y deja depositar unas granallas de plomo, que se separan en seguida por el bocarte y las lavaduras. El plomo se dirige á una pila de fundicion rodeada de carbon, de la cual se le saca para amoldarle.

Las escorias contienen:

Fluoruro de calcio...	13,4
Silice................	13,0
Barita...............	30,0
Cal....................	18,5
Protóxido de hierro.	14,5
Oxido de zinc........	2,5
Plomo.................	1,0
Alumina..............	2,0
Azufre................	7,0
	101,9

Los sulfatos por lo tanto han desaparecido; en su lugar se encuentran sulfuros metálicos difíciles de deteterminar con precision y silicatos formados á espensas de la silice que contienen las cenizas del Cokc. El fluoruro de calcio se vuelve á encontrar tal como se habia empleado y por una singular casualidad viene á ser una de las materias mas útiles del tratamiento. Posée la facultad de combinarse con los sulfuros alcalinos y la de unirse á los sulfatos originando de este modo unos compuestos homogéneos y fusibles.

M. Berthier ha probado en efecto que un átomo de fluoruro de calcio puede formar con un átomo de sulfuro de bario ó de calcio unos compuestos homogéneos y fusibles. Esta propiedad no alcanza á los sulfuros de las cuatro últimas secciones, lo que esplica el por que los sulfuros alcalinos pasan á las escorias mientras que el sulfuro de plomo no se preserva de las reacciones que pueden convertirle en plomo.

2586. En Holywel se emplea un horno de reverbero que se halla representado en la figura 1 y 2, lámina 53. Este horno no difiere del de Lea sino por sus proporciones y por carecer de un agujero para colar las escorias. Una chimenea sola sirve para todos los hornos de la fábrica. Esta disposicion adoptada en Inglaterra tiene por objeto el dar á las materias plomizas arrastradas con el humo, el tiempo necesario para depositarse y conducir á grande altura en la atmósfera al ácido sulfuroso que se desprende. La chimenea de Holyvvel tiene 55 metros de altura (196,35 pies) 9 metros (32,13 pies) de diámetro esterior en la base y 3,6 metros (12,852 pies) en su parte superior.

Los minerales que se tratan en estas fabricas son unas galenas bastante refractarias, mezcladas con blenda, calamina, pirita, carbonato de cal sin fluoruro de calcio. Estas

sustancias se sirven mútuamente de fundente. La carga es de 1000 kilógramas (2180 libras). La operacion dura de cuatro á cinco horas, el combustible que se emplea en una ulla inferior.

Desde luego se procede á una tostion que dura dos horas. El horno se mantiene á una temperatura baja durante este tiempo, en seguida se eleva fuertemente la temperatura, se cierran las puertas y la materia se funde. Por esta fusion se produce plomo y escorias ricas.

Estas escorias se hacen pasar al suelo y se las mezcla con el mineral que está por reducir y se revuelve el todo durante algun tiempo. El horno se enfria y esto permite que se fijen los mates. Se eleva segunda vez la temperatura para volver á verificar la fusion y se obtiene nueva cantidad de plomo con escorias.

Estas se hacen pasar de nuevo al suelo, se empieza la série de operaciones que hemos mencionado, y se eleva por último tercera vez la temperatura.

Se hacen, pues, tres tostiones y tres fundiciones; para estas últimas se aviva el fuego mas y mas; la tercera sobre todo se verifica á una temperatura muy elevada.

Las escorias se repasan en un horno de manga.

Haciendo cuenta de todo los schlichs que en el ensayo producen 70 á 72 suministran cerca de 66,5 tanto en el horno de reverbero como en el de manga. El horno de reverbero consume 500 kilógramas (1,090 libras) de ulla para cada operacion.

Los cokes menudos quemados en el horno de manga no tienen valor alguno.

2587. En la fábrica de Grassington, en la Yorkshire se emplea un horno que se halla representado en la lámina 53,

figuras 3 y 4. Los minerales consisten en galena mezclada con carbonato de plomo con una ganga formada de carbonato cal y de sulfato de barita.

La carga es de 1000 kilógramas (2180 libras). El mineral se tuesta durante tres ó cuatro horas y en seguida se funde. Las escorias se secan con cal mezclada de ulla menuda, se distribuyen sobre el suelo y se repite tres veces su fundicion y desecado. Algunas veces se añade por fundente el cloruro de calcio. Por último, el baño de plomo se mantiene siempre cubierto de una capa de cal. La operacion dura siete ú ocho horas; se consumen 420 kilógramas (915,60 libras) de ulla. Se obtienen de 620 á 710 kilógramas (1351,60 á 1547,80 libras) de plomo.

Las grasas se pasan en el horno de manga.

La naturaleza de las escorias de esta fábrica varía segun que se añade ó no fluoruro de calcio y segun la cantidad que se emplea de este fundente. M. Berthier ha encontrado en las escorias sin fundir y por consecuencia formadas bajo la influencia de una débil proporcion de fundente.

Fluoruro de calcio.........	1,5
Sulfato de barita...........	51,0
Sulfato de cal..............	10,6
Plomo oxidado en parte...	34,0
Oxido de hierro............	3,0
	100,1

2588. En la fábrica de Redruth en Cornouailles se divide la operacion. El mineral se somete allí desde luego á una tostion anticipada en un horno de reverbero. La carga es de 600 kilógramas (1308 libras), la tostion dura doce horas

y consume cerca de 100 ó 120 kilógramas (218 á 261,60 libras) de ulla.

El mineral tostado se trasporta al horno de reduccion, donde la tostion queda terminada, calentándole gradualmente durante tres horas, y se obtiene un baño de plomo y de escorias. El tratamiento de las escorias por la ulla menuda y la cal, el enfriamiento del horno, tostiones y fundiciones sucesivas se obtienen de una manera análoga á la que hemos descrito anteriormente.

El consumo de la ulla es de 200 kilógramas (436 libras). La carga en schlichs tostado de 200 kilógramas.

M. Berthier ha examinado las escorias y los depósitos que adhieren á la entrada de las chimeneas del horno de reduccion y ha encontrado en ellos:

	Escorias.	Depósitos.
Silice.	35,0	20,6
Protóxido de hierro...	22,5	Señales.
Cal.....................	19,0	0,2
Oxido de plomo.......	12,0	71,2
Oxido de zinc...	6,0	0,0
Alumina...............	3,5	7,4
	98,0	99,4

Los depósitos son notables por la ausencia del sulfato de plomo debido sin duda á la elevada temperatura del horno que ha terminado la descomposicion del sulfato formado desde luego por la silice y la alumina de los ladrillos. Esta temperatura elevada se declara tambien por la naturaleza de las escorias que son poco fusibles.

Estas circunstancias esplican el consumo estraordinario

de combustible que se hace en estas fábricas; depende sin duda en la naturaleza de los minerales y no en la modificacion del procedimiento, porque la tostion que se hace primero no puede tener ningun inconveniente sino se han sobrepasado sus límites.

Tratamiento de la galena en horno escocés.

2589. Las manipulaciones características del horno de reverbero y la teoría que sirve para dirigirlas y comprenderlas hallan una aplicacion nueva eu el sistema de esplotacion que vamos á describir. En el horno escocés las reacciones son probablemente las mismas, pero estan disfrazadas de tal suerte, que es forzoso traer por induccion lo que pasa en el aparato sin tener ningun medio de convencerse de ello por esperiencia. A M. Puvis debemos una descripcion minuciosa del tratamiento y una discusion clara de la teoría con relacion á esta clase de horno.

Cuando la galena está pura, se somete á la tostion antes de pasarla al horno escocés. Esta tostion tiene por objeto en trasformarla en sulfato y en óxido. La esperiencia prueba que debe ser sobre poco mas ó menos completa, para que la fundicion sea satisfactoria ; y el procedimiento que parece mejor, consiste en efectuar la tostion en un horno de reverbero conveniente. La figura 1 y 2 de la lámina 52, representa el que se emplea con preferencia en Inglaterra, y que la práctica hace considerar como el mejor en sus proporciones.

La carga de semejante horno es de nueve á once quintales, y se tuestan tres cargas en el espacio de ocho horas. Colocado el mineral sobre el suelo, se aviva el fuego de ma-

nera que se produzca constantemente un humo espeso en la superficie. Todo el cuidado de los obreros, reposa en dos puntos mientras dura la operacion. El primero consiste en renovar las superficies que se esponen á la corriente de aire, y en trasportar el mineral á las diversas partes del horno, á fin de suministrar á la masa una temperatura uniforme. El segundo consiste en prevenir la fusion. Tan luego como se manifiesta este último accidente, se trata de evitarle agitando la porcion aglutinada ó reblandecida. Cuando la tostion ha terminado, se retira el mineral haciéndole caer á un foso lleno de agua dispuesto debajo de una de las grandes puertas. Durante la tostion se produce ácido sulfuroso que se desprende, óxido y sulfato de plomo que quedan en el suelo; cuando el mineral contiene carbonato de plomo como sucede en Inglaterra, este pierde su ácido carbónico y pasa al estado de óxido. El humo blanco que se deposita en las chimeneas varía segun la nataraleza del mineral. En Inglaterra, se compone segun M. Berthier de

Silicato de plomo........	65,6
Oxido de plomo...........	10,2
Oxido de zinc............	13,8
Oxido de hierro..........	3,4
Silice y alumina.........	5,6
	100,0

Este humo se vende como color bajo el nombre de *humo de plomo.*

En muchos casos se sustituye á este procedimiento el de la tostion, en montones en unos hornos rectangulares. La

disposicion que parece mejor en este caso, consiste en servirse de un horno de 3 metros (10,71 pies) de ancho 3,5 (12,495 pies) de largo y 1,3 metros, (4,641 pies) de altura. Sobre el suelo está dispuesto en declive de atrás á delante; se dispone una pila de 3 steres (53,9727 fanegas) de leña. Por otra parte, se forma una mezcla de 100 quintales métricos, (21,800 libras) de schlich con un volúmen igual de polvo de carbon, y se humedece por medio de una lechada de cal. Esta mezcla se dispone sobre la pila de leña por capas de 0,m 3, (1,071 pies,) alternando con capas semejantes de carbon menudo. Se tiene la precaucion de dejar unos agujeros entre las capas del mineral y llenarlos de carbones para que despues de la combustion de estos sirvan los vacíos que quedan para activar el tiro del aire. Preparado todo de esta manera se pone fuego á la pila; la operacion dura de 30 á 36 dias, y al cabo de este tiempo se encuentran enteramente tostados los dos tercios de schlich. El otro tercio que ha quedado por atacar, se separa para otra tostion, que deja un nuevo resíduo que se tuesta tercera vez.

Las partes que reciben un gran calor durante el curso de la operacion entran en fusion y suministran lo que se llama *colores*. Este es un plomo muy impuro que se separa para pasarle al horno escocés, á donde sufre una licuacion que le purifica.

2590. El horno escocés que sirve para reducir el mineral tostado, es un horno bajo en el cual solo se desenvuelve una temperatura poco elevada, y se coloca en él el mineral y el carbon por capas sucesivas.

La figura 8, lám. 50, presenta un corte vertical de este pequeño horno, practicado sobre la línea R S de la figura 9, que representa un plano tomado al nivel de la tobera.

Los minerales tostados que pasan al horno escocés, pueden consistir en óxido de plomo en silicato de plomo, en diversas mezclas de óxido de plomo, de óxido de silicato y de sulfato de plomo, en las cuales el sulfato puede predominar.

Se concibe sin dificultad, como el óxido y el silicato se reducen en un horno en que se calientan reunidos con el carbon; pero se esplica con mayor dificultad la reduccion en plomo de los minerales tostados á una baja temperatura, y por consecuencia muy ricos en sulfato de plomo. Segun la teoría, por la cual se esplica lo que pasa en el horno de reberbero, se podria creer que convenia tostar imperfectamente el mineral, para dar orígen á una reaccion útil entre el sulfuro sin atacar y el sulfato producido. La esperiencia prneba sin embargo lo contrario, y las operaciones solo tienen buen éxito cuando se practican sobre los minerales casi enteramente tostados.

Muchos análisis del mineral tostado de Pezay, y los esperimentos de totion en grande prueban que 100 partes de schlich crudo, producen 114 partes de schlich tostado, que se pueden considerar en general como formado de:

Sulfato de plomo..........	88 ó bien	77
Oxido de plomo...........	16	14
Sulfato de plomo y tierras.	10	9
	114	100

Es muy evidente que semejante mezcla, sometida á la accion de una temperatura elevada, y en contacto con el carbon, debe esperimentar alteraciones tales, que el sulfato

vuelva á pasar al estado de sulfuro, y el óxido al estado metálico, mientras que el sulfuro sin tostar se trasforma en subsulfuro. Este es por lo menos el efecto que en tales circunstancias esperimentarian estas materias si estuviesen aisladas. A la verdad, el óxido y el sulfato pueden reaccionar sobre el sulfuro, pero este último se halla en tan pequeña proporcion, que el plomo que resultara de él seria poco abundante. Es necesario por lo tanto admitir, que á medida que una parte del sulfato pasa al estado del sulfuro por el carbon, este sulfuro reacciona sobre las porciones del sulfato contiguas y origina ácido sulfuroso y unos mates muy pobres en azufre. Como las materias solo se reblandecen ligeramente, el plomo se separa de estos mates, dejando un sulfuro mas rico en azufre y menos fusible que el plomo; este sulfuro reacciona de nuevo sobre el sulfato restante. Hay por lo tanto una série de fenómenos muy complicados y que se producen á la vez sin duda en diversas partes del horno: formacion del sulfuro á espensas del sulfato, por el contacto del carbon; reaccion del sulfuro sobre el sulfato que produce ácido sulfuroso y unos mates muy pobres en azufre; licuacion de estos mates que los trasforma en plomo y en sulfuro mas sulfurado; por último, reaccion de este sulfuro sobre el sulfato restante, nueva formacion de mates, etc.

Asi la diferencia de los hornos manifiesta la diferencia de las condiciones necesarias en el estado del mineral. En efecto, el horno de reverbero que pone al mineral en contacto con el aire puro y caliente, tiende sin cesar, á trasformar el sulfuro en sulfato. Por la mezcla se produce la reaccion de los dos compuestos; mas por último queda sulfato por residuo. En el horno escocés al contrario, el carbon y los gases carbonados que provienen de él, ofrecen sin cesar un

efecto desoxidante. El sulfato vuelve á pasar al estado de sulfuro, este reacciona sobre el sulfato intacto, y por último, queda por resíduo un sulfuro.

Asi en este como en el horno anterior, no puede fundirse un mineral tostado sin adicion de carbon; tampoco puede esceptuarse la fundicion de un mineral mal tostado ó sin tostar, sino cuando contiene plomo carbonatado que suministra la cantidad de oxígeno necesario. Cualquiera que sean las proporciones relativas de sulfato, de óxido y de sulfuro, el efecto total reductivo del carbon será siempre el mismo; y puesto que en el mineral mejor tostado, los resíduos son constantemente unos sulfuros, estos últimos seran tanto mas abundantes cuanto mas imperfecta sea la tostion.

Puede considerarse de una manera mas sencilla el hecho que parece indudable de la conversion casi completa del sulfato de plomo en plomo, en el horno escocés. Los esperimentos de M. Fournet, establecen que el sulfuro de plomo puede trasformarse en plomo puro, bajo la influencia del carbon á una temperatura elevada, sin duda á causa de la formacion del sulfuro de carbon.

Esta reaccion es suficiente para esplicar la produccion de plomo, pero es mas natural admitir que todas las reacciones que acabamos de indicar, contribuyen al resultado por unas cantidades variables hasta lo infinito.

En la actualidad se admite con razon, que la formacion del sulfato de plomo en la tostion, es un verdadero defecto, á pesar de la evidente posibilidad de estraer el plomo que contiene. Pero ademas de la formacion de los mates que ocasiona, hace por su presencia la fundicion mas productiva. Es, pues, ventajoso tostar el mineral á una temperatura elevada, y sobre todo, con la adicion de cuarzo. En el primer caso,

se forma mucho menos sulfato y mas óxido; y en el segundo, se puede hacer pasar la mayor parte del plomo al estado de silicato que es muy fácil de reducir.

2591. Sentado esto, pasemos á examinar detenidamente la operacion. Esta se compone de la *fundicion* propiamente dicha y del *resudado*.

Antes de proceder á la fundicion se pone el horno en actividad, tomando una pequeña cantidad de carbon de leña. Este gasto se utiliza para fundir los colores siempre que los haya de reserva, porque estos solo exigen una baja temperatura.

Limpio el horno y á la temperatura suficiente, se vierte un arnero de carbon, y por encima las grasas que cubrian el baño de plomo en la última colada; se deja encender el carbon lentamente sin comunicarle viento.

Concluido este se añade la tercera parte de un arnero de carbon por encima, y hácia el costado de la tobera se añaden 45 kilógramas (98,10 libras) de mineral, y se comunica el viento.

El plomo empieza ordinariamente á correr al cabo de un cuarto de hora. Las cargas se suceden de media en media hora hasta que hayan pasado 400 kilógramas (872 libras,) que se deben tratar durante la fundicion.

Esta cantidad de mineral exige ordinariamente nueve cargas que emplean en todo el tiempo 8 horas; cuando no queda bastante mineral para hacer la última carga, se añade las grasas que el obrero hace salir durante el trabajo por la abertura del pecho del horno.

Durante todo este tiempo, el trabajo de los obreros, que es poco penoso, consiste en limpiar la reguera á fin de dejar el paso libre al plomo; levantar hácia el fin de la operacion

las materias con un urgon introduciéndole en el horno por la abertura del pecho y en desprender y hacer caer al suelo una parte de las grasas que estan adheridas al horno. Estas son las primeras grasas que se añaden algunas veces á la última carga de mineral.

Cuando esta última carga ha descendido lo suficiente, se ahuecan de nuevo las materias por medio de un urgon; se desprenden las partes adheridas al horno, se hacen salir sobre poco mas ó menos una carga de grasas que se vuelven á echar encima con medio arnero de carbon, y de esta suerte se obtiene la décima y última carga de la fundicion propiamente dicha.

Entonces empiezan á presentarse los mates; una parte corre á la caldera, donde los obreros pretenden que abandone el plomo, que solo pueden conseguir á causa de su riqueza y del enfriamiento que esperimenta la superficie.

Otra parte del mate se fija en lo esterior de la placa de fundicion, se la vuelve á echar sobre el horno con la pala á medida que aparece, y como ya está un poco endurecida deja su plomo con facilidad.

A la décima carga, se la deja descender hasta la altura de la tobera, lo que exige siempre tres cuartos de hora ó una hora. Uno de los obreros, armado de un urgon, suspende las grasas y las hace salir del horno; otro obrero con la pala impide que caigan á la caldera y hacen que lo verifiquen en el suelo; otro echa agua por encima, cuya operacion desenvuelve un olor fuerte de hidrógeno sulfurado.

Terminada la fundicion se pasa á la operacion del *resudado*.

2592. Esta operacion es al poco mas ó menos semejante á la precedente, pero en ella no se carga el horno sino

con las grasas que se forman sobre el baño de plomo, con las que quedan en el horno, y con los mates que se han recogido en los conductos. Como la proporcion relativa de las materias terrosas se ha encrudecido mucho por la separacion de una cantidad considerable de metal, el residuo exige una temperatura mas elevada que la que se habia empleado desde luego. Este resultado se obtiene, bien sea ó del calor primitivo del horno, bien cargándole con materias calientes de antemano y mezcladas con carbon, ó bien en fin, por la actividad del viento, cuando este se puede comunicar.

Limpio el horno y desprendidas todas las materias que adhieren á él, se le echa 1 y 1/4 arnero de carbon; con esta cantidad se llena el horno poniendo encima la mitad ó el tercio de las grasas ó escorias: tambien se ponen las espumas del plomo.

Cuando la primera carga ha descendido lo conveniente, es decir, al cabo de media hora aproximadamente se añade medio arnero de carbon, y por encima el resto de las escorias.

Las cargas siguientes que son tres ó cuatro, se hacen al poco mas ó menos del mismo modo: el obrero suspende las materias con un urgon; desprende el bajo del horno, y hace salir una parte de las escorias que se tiene cuidado de enfriar con agua para volverlas á echar en seguida con las otras al horno. Se añade cada vez medio arnero de carbon al poco mas ó menos, y una cantidad de escorias tál, que la proporcion relativa de carbon sea mas débil que en la fundicion; sin embargo, la temperatura se eleva bastante por las razones indicadas para fundir los mates que corren con mayor abundancia.

A la última carga se añaden las grasas del baño de plomo

que se han recogido durante la resudacion, y se deja descender el todo poco á poco á medida que el combustible se consume. A esta época, las grasas pobres se hacen mas difíciles de fundir, la temperatura desciende y las paredes del horno se encuentran guarnecidas de botones metálicos, que los obreros separan por medio del urgon ó la paleta, ó por medio de un cincel largo á golpe de martillo. Los fragmentos separados se estraen por la abertura del pecho ó por la parte superior del horno cuando son muy voluminosos. Las grasas que se recogen de esta suerte, estan mezcladas con carbon y glóbulos de plomo; forman de 5 á 6 por 100 de la cantidad del mineral empleado. Se pasan al horno de manga, y alli producen de 15 á 20 por 100 de un plomo mas pobre en plata, cuando el mineral es argentífero, que el que proviene de la fundicion, pero no tan pobre como el que suministra las grasas de los hornos de reverbero.

Es importante observar que el trabajo de este horno, es muy fácil, y que su éxito es bueno la mayor parte de las veces: asi no es necesario como en otras muchas operaciones sujetarse á una marcha constantemente uniforme.

Véanse los productos ordinarios de una fundicion.

400 kilógramas de mineral tostado producen....................................	150 kilógramas de plomo por la fundicion.
	85 id. por el resudado.
70 á 80 kilógramas de escorias que provienen de este mineral, producen en el horno de manga..............................	15 id. (1).
Total	230 id.
Consumen..	75 á 80 kilógramas de carbon para la fundicion.
	75 á 80 id. para el resudado.

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

Es decir que 100 partes de mineral crudo producen cerca de 65 de metal, de los cuales 61,5 provienen de la fundicion y del resudado, y 3,5 de las grasas.

2593. En Inglaterra, el trabajo en el horno escocés no se practica enteramente como en Pezay.

Las ventajas del procedimieuto que se empleaba en otro tiempo en este último sitio, y cuya descripcion acabamos de leer, son muy dudosas, cuando se trata de una esplotacion regular y considerable. Pero este procedimiento se presta fácilmente al tratamiento de las materias plomosas, y que por una circunstancia cualquiera puede haber necesidad de tratar y que se poseen en cantidades demasiado pequeñas para cubrir los gastos de construcciones costosas, como las de los grandes hornos que estan puestos en uso para los otros métodos.

El procedimiento inglés consume menos combustible que el de Pezay; su marcha es mas rápida, y por medio de estas dos circunstancias, puede rivalizar con los otros procedimientos. Con el se tratan los minerales ordinarios tostados en el horno de reverbero, ó bien los minerales sin tostar que contienen mucho carbonato de plomo.

Cuando se concluye una fundicion, una parte de mineral designado bajo el nombre de browse, permanece en un estado de media reduccion mezclado con cokc y escorias. Parece que es mas ventajoso el conservar esta parte para empezar la operacion siguiente que emplear en ella el mineral crudo ó tostado.

Para dar fuego al horno, se llena su interior de turba amoldada en ladrillos, teniendo cuidado de poner los que estan colocados en la parte de delante en forma de pared. Para aumentar el calor, se ponen algunas paladas de ulla encima

de la turba. Cuando todo está encendido del modo conveniente, se echa por encima cierta cantidad browse. Al mismo tiempo, la mayor parte de la materia contenida en el horno, se retira sobre la placa del trabajo por medio de un urgon largo de hierro, el desperdicio del mineral llamado escoria gris, y que un fundidor práctico distingue por su brillo que es mayor que el de la browse, se separa con la pala y se arroja á un rincon que se halla á mano derecha del horno. Entonces se vuelven á poner en el horno el browse que ha quedado sobre la placa del trabajo añadiendo si es necesario un poco de carbon. Si el browse no se ha separado de la escoria con bastante limpieza, se añade cal que comunica á las partes terrosas la propiedad de reunirse en bolas. Estas contienen desde 1[10 hasta 1[15 del plomo que estaba contenido en el mineral, en seguida se funden en un horno de manga adecuado al efecto para estraer el plomo.

Despues de haber echado el browse en el horno, se esparcen por encima algunas paladas del mineral; pero antes de hacer esta operacion, y despues de haber separado la escoria, se pone delante de la tobera medio ladrillo de turba para forzar al viento á que se divida y recorra todos los vacios que quedan en el horno. Practicado esto, y despues de un intérvalo de diez ó quince minutos, se hacen pasar de nuevo á la placa del trabajo las materias contenidas en el horno y las escorias se separan. Entonces se pone un nuevo pedazo de turba delante de la tobera; se añade cal en las proporciones convenientes y se recarga el horno de nuevo.

Repetido el mismo trabajo durante catorce ó quince horas, forma lo que se llama una vuelta; durante este tiempo se obtiene de 20 á 40 quintales de plomo.

Por este procedimiento se separan por licuacion, asi la

parte mas pura del plomo como la plata, de las materias con que estan mezcladas, sin que estas entren en fusion. La débil temperatura que se emplea en el horno escocés, es la principal causa de la pureza del plomo que produce.

En este procedimiento suministra el mineral 66 por 100 de plomo de muy buena calidad, y pasan 100 kilógramas (218 libras) de mineral en cuarenta minutos. Las escorias que provienen de este tratamiento exigen una fundicion completa; estas pasan al horno de manga donde suministran la mayor parte del plomo que contienen.

Tratamiento de la galena en horno de manga.

2594. El horno de manga representado en la figura 10 y 11, lámina 50, se emplea como el horno escocés para el tratamiento de las galenas tostadas. Y la diferencia que existe entre estos dos hornos, consiste esencialmente en la temperatura que es mayor en el horno de manga, y permite por este medio fundir en él los productos mas pobres en plomo y mas cargados de materias terrosas.

No volveremos sobre el tostado del mineral; porque se practica de la misma manera en ambos casos; tampoco sobre la teoría porque será la misma, puesto que se trata de productos idénticos en los dos hornos. Es de presumir, sin embargo, que la fusion mas rápida que se verifica en el horno de manga, exige que el mineral tostado no sea tan rico en sulfato.

2595. Véase como ejemplo de esta clase de tratamiento el procedimiento seguido en Villefort, que bajo ciertos aspectos es bastante notable. El mineral muy rico en plata se lava en aquella localidad de un modo muy imper-

fecto, á fin de no perder nada. Los schlich estan formados al poco mas ó menos de 0,40 de galena, 0,10 de pirita mezclada con un poco de blenda, y 0,30 de ganga terrosa. Se pasan á la vez 650 kilógramas (1417 libras) de schlich en el horno de reverbero, para tostar desde luego la nateria y en seguida para fundirla. La primera época de la tostion dura siete horas; el schlich se calienta hasta el grado rojo y se revuelve de media en media hora; el calor en esta es mas elevado á fin de atacar las últimas porciones de los sulfuros. Por último, se activa el fuego vivamente durante tres ó cuatro boras, y cuando la masa se encuentra en completa fusion, se la cuela sobre el arca de la fundicion, y se la rocía con agua para solidificarla. La materia fundida presenta la composicion siguiente

Sulfuro de plomo....	4,5	0,0
Sulfato de plomo.....	19,0	11,0
Oxido de plomo......	51,0	61,3
Oxido de hierro......	10,2	9,0
Oxido de zinc.......	1,4	1,0
Cal y magnesia......	2,4	3,2
Alumina.............	0,5	0,5
Silice................	6,4	12,2
Sulfato de barita.....	1,6	1,8
	97,0	100,0

Esta es una mezcla de sulfato de plomo y de subsilicato de plomo y de hierro. En esta operacion se tiene evidentemente por objeto el obtener un producto exento de sulfuro y de sulfato. De la época de la fusion depende, pues, el buen

éxito de la operacion. Si se ejecuta demasiado tarde, se consumirá mucho combustible, y se obtendrá sulfato en cantidad considerable. Ejecutada demasiado pronto quedará sulfuro. Pero entre estos dos límites, puede formarse una multitud de mezclas susceptibles de dejar un resíduo oxidado, produciendo mucho plomo libre. M. Berthier, propone con razon el que se dirija la operacion hácia este objeto, que tendrá á la vez la ventaja de separar una cantidad considerable de plomo y de dejar un resíduo exento de sulfato. Se pasa al horno de manga este schlich tostado y se obtiene plomo, unos pocos mates, y una escoria que apenas contiene plomo.

Los mates muy ricos en plata contienen

Sulfuro de hierro................	3
Sulfuro de cobre................	4
Sub-sulfuro de plomo...........	90
Sulfuro de zinc y de antimonio.	3
	100

Entre las escorias las hay que son ricas y que hay por lo tanto necesidad de repasarlas en el horno de manga; estas estan formadas de

Silice....................	40,8
Oxido de plomo........	8,8
Protóxido de hierro...	27,0
Cal.......................	10,0
Barita....................	7,6
Alumina................	3,8
Magnesia...............	1,7
	99,7

Las escorias comunes no contienen mas que el 3 por 100 de plomo.

Tratamiento de la galena por el hierro.

El procedimiento general de este tratamiento consiste en trasformar el sulfuro de plomo en plomo y en proto-sulfuro de hierro, por la adicion de materias muy ferruginosas. Este procedimiento se divide en dos por la naturaleza del combustible y la forma de los hornos.

2596. *Hornos rectos.*—El empleo de estos hornos ha sido el objeto de unos esperimentos bien practicados en la fundicion de Tarnowitz. Se ha comparado en ellos el carbon de leña, la ulla y el cokc. Este último combustible ha producido los resultados mas ventajosos y ha obtenido esto mismo la preferencia. Estos esperimentos practicados por medio de un horno alto de 20 pies de elevacion fueron ejecutados en grande y merecen por lo tanto una gran atencion. No referiremos aqui sino los resultados relativos al carbon de leña y al cokc.

FUNDICION CON CARBON DE LEÑA.

De 35000 kilógramas de mineral.

Productos.

17649 kilógramas de plomo de obra.
12614 kilógramas de mates que contenian segun el ensayo 4134 kilógramas de plomo.
4823 kilógramas de escorias impuras y despojos de los hornos que contenian 1325 kilógramas de plomo.
Forman en todo 23118 kilógramas de plomo, de las cuales 17649 son de la primera fundicion.

Consumo.

109 metros cúbicos de carbon de leña.
5088 kilógramas de fundicion de hierro.
360 horas de tiempo.

FUNDICION CON EL COKC.

De 35000 kilógramas de mineral.

Productos.

22472 kilógramas de plomo de obra.
9169 kilógramas de mates que contenian segun el ensayo 1590 kilógramas de plomo.
5777 kilógramas de diversos productos que contenian 650 kilógramas de plomo.
Forman en todo 24670 kilógramas de plomo de obra, de las cuales 22472 son de la primera operacion.

Consumo.

20 metros cúbicos de cokc.
5247 kilógramas de hierro.
264 horas (1).

El calor mas fuerte que se produce por el cokc ocasiona un descenso mas rápido en las cargas y al mismo tiempo una fluidez mas perfecta en las escorias de donde resulta una separacion mucho mas pronta y completa del plomo metálico, asi la cantidad de metal obtenido inmediatamente es mas considerable mientras que la de los mates es menos en la

(1) La kilógrama equivale 2,18 libras, y el metro cúbico á 46,2265 pies cúbicos.

misma proporcion. Cuando el mate ferruginoso retiene todavía una cantidad notable de plomo es una prueba de que la operacion no ha salido bien. Luego que se ha practicado la fundicion por el cokc en hornos convenientes, el mate es tan pobre que no podria fundirse solo ventajosamente; en la fundicion se le añade el schlich que contiene mucho menos plomo que los minerales separados. La riqueza de estos mates es por término medio de 2 por 100 de plomo.

El procedimiento de fundicion puesto en uso en la actualidad varía segun el estado y la riqueza del mineral. Para los minerales apartados consiste en fundirlos con el cokc y una adicion de 12 á 14 por 100 de hierro en granallas, de 12 de escorias de forja y 36 de escorias puras que provienen de una fundicion precedente.

El horno tiene 4 1|2 pies de altura 18 pulgadas de ancho y 3 pies de profundidad. La tobera está colocada á 15 pulgadas sobre la superficie de la pila del antefogon; el suelo de brasca tiene una pendiente de 20 pulgadas sobre toda su longitud.

El cargamento se compone de

5300 kil. del mineral mas puro.
650 kil. de fundicion en granalla.
636 kil. de escorias del refinado del hierro.
1908 kil. de escorias de la fusion precedente.

El consumo de cokc es de 2,5 metros cúbicos, y la operacion dura 16 ó 17 horas.

Los productos son:

3710 kil. de plomo.
1272 kil. de mates compuestos en su mayor parte de sulfuro de hierro que contienen 1 ó 2 por 100 de plomo: estos se desechan.

240 kil. de grasas, despojos de hornos y espumas....	Para pasar á la fundicion siguiente ó aparte.
2915 kil. de escorias...........	

El éxito de este tratamiento depende de la rapidez de la fundicion y por consecuencia de la elevacion de temperatura, por lo cual se tiene cuidado de suministrar el viento conveniente y de que la corriente de aire no encuentre obstáculo alguno.

El tratamiento de los schlichs se conduce de una manera análoga; solo en razon de su impureza exigen estas materias un tratamiento mas lento, que ha producido algunas modificaciones necesarias. En otro tiempo se fundian en unos hornos de 6 metros (21,41 pies) de elevacion semejantes por otra parte al precedente; mas por unos esperimentos bien dirigidos se ha reconocido que la altura mas conveniente era de 3,6 metros (12,852 pies). La mezcla se compone de

	Schlich.................	5300 k.
	Fundicion de hierro en granallas.............	531
	Escorias de refinacion.	1060
Productos de las fundiciones del mineral rico....	Grasas..................	1800
	Escorias................	350
	Mates..................	1900

La adicion de esta gran cantidad de escorias tiene por objeto el facilitar la fusion. La operacion dura cuarenta y

ocho horas, la fundicion se conduce con lentitud de modo que la tobera permanezca poco brillante y la boca oscura. Se consumen cerca de 4,5 metros cúbicos de coke, y se obtienen 2226 kilógramas de plomo, un mate pobre que se desecha y escorias que se vuelven á pasar á las fundiciones siguientes.

2597. *Horno de reverbero.*—El tratamiento que precede se considera por los metalurgistas alemanes como mas ventajoso que el que se ha practicado en las fundiciones de los señores de Blumenstein, por medio del horno de reverbero y del hierro. El procedimiento es muy sencillo y espedito; se colocan sobre el suelo de un horno de reverbero caliente por la ulla 20 quintales de mineral y despues de algunas horas de fuego cuando la materia ha entrado en fusion líquida se añaden 5 á 6 quintales de hierro viejo por fracciones. La materia se va revolviendo á medida que se hace esta adicion y bien pronto el sulfuro de hierro producido se presenta en la superficie del baño, mientras que el plomo libre corre á una pila interior. La fundicion dura 15 ó 18 horas y produce de 8 á 11 quintales de plomo y unos mates de sulfuro que se desechan. Por este procedimiento se obtienen 100 quintales de plomo en 9 ó 10 dias que consumen 184 quintales de ulla menuda.

Este procedimiento se ha practicado en Poullaouen. Allí se componen las cargas de

200 kil. mineral de Poullaouen.
80 id. tierras rojas argentíferas de Huelgoet.
20 id. fondo de copela.
70 id. hierro viejo.

Se estiende la mezcla sobre el suelo de un horno de re-

verbero y se calienta hasta la fusion. Por este medio se obtienen plomo, mates y escorias. Los mates contienen

Proto-sulfuro de hierro...	91
Sulfuro de plomo..........	9
	100

Las escorias contienen diversos silicatos como se podia prever. Véase su análisis debido como el precedente á M. Berthier.

	Escorias compactas.	Idem cristalizadas.
Silice................	29,5	35,6
Protóxido de hierro..	65,0	41,8
Oxido de zinc.........	1,0	20,0
Oxido de plomo.......	2,5	0,4
Alumina..............	1,0	1,0
Cal..................	1,0	1,0
	100,0	99,8

El peróxido de hierro de las tierras rojas que pasa al estado de protóxido; el óxido de plomo del fondo de las copelas que se convierte en metal; el hierro que pasa al estado de sulfuro, tales son los agentes de desulfuracion que hacen pasar la galena al estado métalico.

Tratamiento misto de la galena.

2598. El tratamiento de la galena por el hierro se ejecuta principalmente en Alemania y en el Norte de la Europa. Este tratamiento se aplica las mas veces á algunos minerales complicados, es decir, á las galenas argentíferas cobrizas y muchas veces mezcladas con blenda. Esta circunstancia hace el tratamiento largo porque en general se trata el mi-

neral por fundiciones sucesivas poniendo menos hierro que el necesario para sulfurar el mineral. De esta manera se obtienen plomo y mates. Estos mates se vuelven á tratar por el mismo procedimiento y siguiendo las fundiciones se concluye por concentrar el cobre hasta el punto de obtener un verdadero mate cobrizo, que se trata separadamente como cobre negro, etc. No solamente se emplea el hierro como desulfurante sino que tambien se tuestan los minerales y los mates, de suerte que en el procedimiento misto pasan á la vez los fenómenos que se verifican en el horno escocés y los que se efectúan en el tratamiento directo de la galena cruda por el hierro.

Para dar una idea clara de estos procedimientos, bastará examinar su aplicacion en los casos de un mineral cobrizo y los de un mineral blendoso.

2599. En Holzappel donde se esplota un mineral cobrizo se trata el mineral rico en el horno de reverbero, pero el mineral mas impuro pasa á un horno de manga. La tostion de este mineral se practica alli entre tres muros, se activa el fuego hasta que el mineral se reblandece y aglutina. El mineral tostado contiene segun M. Berthier.

Silice.	7
Oxido de plomo........	36
Sulfato de plomo.......	19
Oxido de hierro........	6
Oxido de manganeso...	12
Sulfuro de plomo.......	3
Oxido de zinc...........	27
	100

Está, pues, formado de unas mezclas de sulfatos y de silicatos de diversas especies con unas bases libres en cantidades variables. El mineral contiene pirita cobriza y por este accidente la porcion analizada se encuentra esenta de ella. El mineral tostado se funde en un horno de manga, con adicion de escorias de forja que sirven de fundente por la gran cantidad de protóxido de hierro que contienen. Se obtiene un primer mate que se vuelve á fundir y esta nueva fundicion produce un segundo que se funde á su vez y por este medio se concentra al cobre en el último mate que se trata en fin por cobre negro. Véase segun M. Berthier la composicion de los mates.

	Primeros.	Segundos.
Sulfuro de plomo....	72,4	56,7
— de cobre.....	23,3	33,7
— de hierro.....	3,6	5,2
— de zinc.......	Señales.	3,4
	99,3	99,0

Las escorias que se desechan contienen poco plomo y estan compuestas segun M. Berthier de

Silice................	25,0
Oxido de plomo......	2,0
— de cobre..........	1,0
Protóxido de hierro..	27,0
Oxido de zinc........	29,0
— de manganeso....	8,0
Cal....................	4,2
Magnesia............	1,0
Alumina..............	1,3
Azufre................	1,5
	100,0

El plomo no contiene zinc, y se advierte segun la composicion de las escorias que la porcion de este metal que no se ha volatilizado, pasa al estado de silicato.

2600. En Pontgibaud el mineral consiste en una galena de facetas medianas y contiene una cantidad muy variable de plata. Está acompañado de pirita de hierro de mispickel, de blenda, de sulfato de barita y de cuarzo. Como la plata se halla diseminada en todas las materias metálicas, el lavado se conduce de manera que se pueden conservar todas estas materias separando solamente las partes terrosas. Se obtienen dos variedades de schlich que han sido analizadas por M. Berthier asi como todos los productos de la fábrica de Pontgibaud. Véase su composicion.

	Schlich rico.	Schlich pobre.
Galena.............	50,0	30,0
Pirita arsenical...	21,0	30,9
Blenda........	12,0	18,0
Sulfato de barita..	15,0	17,4
Cuarzo.	2,0	3,7
	100,0	100,0

La estremada impureza de estos schlichs exigen unos cuidados particulares en su esplotacion. Las dificultades se han vencido sin embargo gracias á la habilidad de M. Fournet, director del establecimiento que ha estudiado bien todo cuanto interesa á la metalurgia del plomo.

El schlich se tuesta desde luego en un horno de reverbero operando sobre 1000 kilógramas (2180 libras) á la vez. La tostion dura diez horas. El schlich rico se reblandece al fin

y aun se corre algunas veces un poco de plomo, pero el schlich pobre no se reblandece jamás y queda bajo la forma de un polvo de color rojo sucio. Los schlichs tostados se componen de

	Schlich rico.	Schlich pobre.
Oxido de plomo.......	52,6	16,9
Sulfuro de plomo.....	8,0	12,1
Oxido de hierro.......	13,0	21,3
Oxido de zinc.........	9,0	21,6
Acido arsénico........	0,4	1,0
Sulfato de barita......	14,0	19,8
Silice..................	3,0	6,2
	100,0	98,9

Durante la tostion se desprenden unos vapores que se condensan bajo forma de polvo en la chimenea. Este deposito contiene

Sulfato de plomo..........	62
Oxido de plomo...........	9
Acido arsénico.............	2
Oxido de zinc..............	15
Oxido de hierro y arcilla.	12
	100

Esta es una mezcla formada esencialmente de sulfato y de arseniato de plomo.

El mineral tostado pasa al horno de manga. Los lechos de fusion se componen de

Mineral rico tostado...	62,0
Mineral pobre tostado..	3,4
Hierro viejo............	3,4
Escorias calcáreas......	6,2
Escorias precedentes...	25,0
	100,0

Por esta fundicion se obtiene un plomo de obra y ademas de la plata contiene

Arsénico.............	1,0
Antimonio y azufre..	0,1
Plomo.	98,9
	100,0

En esta fundicion no se forman mates. Las escorias son muy fusibles, y contienen

Silice.	20,0
Protóxido de hierro..	37,9
Barita.	17,5
Cal.	4,4
Alumina.............	10,0
Sulfuro de zinc......	10,2
	100,0

Estas escorias son notables por la presencia de la blenda. Esto es lo que caracteriza esta esplotacion. La blenda en cantidad demasiado grande produce impedimentos estraordinarios en la marcha del horno porque disminuye la fusibili-

dad de las escorias. La mezcla que resulta de ellas se fija en los dos lados de la nariz de la tobera y un poco mas arriba, lo cual obliga á arrancar de tiempo en tiempo estas masas á que los obreros dan el nombre de *bonetes* que de lo contrario ostruirian el horno.

Los *bonetes* contienen 24 centésimos de blenda aproximadamente. Durante la fundicion se desprenden los vapores espesos que se condensan en la parte superior del horno, en la chimenea ó en los restos de cokc que contiene el horno y que han quedado por quemar. Todos estos productos contienen zinc y plomo; ya al estado de sulfatos, arseniatos ó de óxidos, ya en el de sulfuros ó bien en el de metal pulverulento. Este último caso es el que se realiza en los depósitos que se forman en medio de los despojos de cokc, depósitos que se producen con bastante abundancia para verse en la precision de estraerlos del horno dos ó tres veces por semana.

2601. A la esplotacion de los minerales complicados que hemos espuesto últimamente se aplican las importantes advertencias publicadas por M. Berthier. Sin embargo las mismas ideas, al menos con respecto al papel de las materias terrosas, hallan su aplicacion en todos los procedimientos si el lavado no ha conducido el mineral al estado de galena casi pura.

M. Berthier considera sucesivamente el papel del cuarzo, del sulfato de barita, de la pirita y de la blenda, y resume asi el resultado de sus numerosos esperimentos.

El cuarzo permanece inerte en la tostion que se verifica á una temperatura baja; pero si esta se eleva hasta el punto de reblandecer los productos, el cuarzo entra en combinacion, se forman diversos silicatos y en particular silicatos de plomo. Asi en el trabajo en grande la presencia de la silice

puede determinar la descomposicion de los sulfatos de plomo. Se concibe pues, que la silice bien manejada puede llegar á ser un agente desulfurante. Por una tostion bien conducida, verificada bajo la influencia de este agente pueden destruirse todos los sulfatos y reemplazarlos por sub-silicatos. El silicato de plomo se reduce en seguida, si al mismo tiempo que se le espone á la accion del carbon se le somete á las de una base enérgica propia para desalojar al óxido de plomo. Este es el papel que juega muchas veces el protóxido de hierro en los hornos de fusion, la barita obra tambien en el mismo sentido.

En efecto, el sulfato de barita resiste generalmente á la tostion, pero durante la fundicion espuesto este cuerpo á la influencia de la silice y de los diversos agentes desoxidantes produce silicato de barita y pierde todo su ácido sulfúrico. Este ácido en ciertos casos puede ser á su vez, un agente desulfurante, por que puede reaccionar sobre el sulfuro de plomo, y pasar al estado de gas sulfuroso, juntamente con el azufre que contiene. Pero si estos fenómenos se verifican en presencia de un esceso de carbon, el azufre quedará descubierto y tenderá á aumentar la proporcion de los mates. Asi el sulfato de barita podrá ser útil ó perjudicial segun las circunstancias.

Considerando siempre el papel de la silice, se advierte que la pirita puede llegar á ser un cuerpo útil para el tratamiento de los minerales de plomo. En efecto, esta materia en la tostion pasa al estado de óxido de hierro, y suministra ácido sulfuroso que se desprende ó ácido sulfúrico que se une al plomo. Bajo este último aspecto, su presencia ejerce un efecto incómodo. Pero como en la fundicion el óxido de hierro se apodera de la silice y hace mas fácil por este medio

la reduccion del plomo, se puede siempre no solamente separar el hierro, sino tambien servirse de él para facilitar la estraccion del plomo. La presencia de las piritas concluye por producir en la fundicion el efecto de una adicion de hierro; pero si está en esceso será muy perjudicial, porque producirá demasiado óxido de hierro que comunicará á las escorias la propiedad de corroer las paredes del horno, y determinará ademas la formacion de unas masas de hierro reducido, que fijándose en el horno, no tardarán en obstruirle.

Si bien es fácil el prever y regularizar hasta cierto punto lo relativo á los tres cuerpos que preceden, no sucede lo mismo con respecto á la blenda. Segun que este mineral es ó no tostado produce unos efectos muy diferentes y las menores causas le modifican de una manera caprichosa. El zinc contenido en la blenda, jamás se une al plomo; siempre se volatiliza en parte y el resto pasa al estado de silicato ó de sulfuro. El zinc volatilizado se recoje algunas veces, pero la pequeña ventaja que resulta de este producto, no compensa los inconvenientes que presentan las disposiciones que exige el horno, para hacer esta recoleccion practicable.

Cuando el zinc pasa á las escorias en el estado de óxido tiende á disminuir su fusibilidad; pero asociándole á otras bases puede formar unos silicatos que produzcan buenos fundentes. Cuando queda en forma de sulfuro se le puede tambien disminuir en las escorias ; y el exámen de los productos de la fábrica de Pontgibaud lo manifiestan de una manera incontestable. El sulfuro de zinc, solo es perjudicial en una dósis muy crecida, y apenas disminuye su fusibilidad cuando sus proporciones no son demasiado grandes.

Observaciones generales.

2602. Terminaremos este exámen con una comparacion de los diversos procedimientos relativa al consumo de combustible. Los señores Coste y Perdonnet que se han ocupado de esta cuestion y la han tratado de una manera completa, han reunido unos documentos que bastará reproducir aqui, por que estan recopilados bajo la forma que hemos adoptado para todos los metales en el curso de esta obra.

Para estraer el plomo de 100 kilógramas (218 libras) de schlich, se consumen

			Calorias.	Calorias.
En Pesey	En el horno de reverbero		336,495	378,090
	En el horno de manga		41,595	
En Poullaouen.	Procedimiento 1.°	En el horno de reverbero	412,330	492,700
		En el horno de manga	80,370	
	Procedimiento 2.°	En el horno de reverbero		259,290
En Carinthia	En el horno de reverbero de Raivel			868,866
	En las otras fábricas			575,910
En Holywell	En el horno de reverbero		300,080	?
	En el horno de manga		?	
En Lea	En el horno de reverbero		300,000	?
	En el horno de manga		?	

Para 100 de plomo se consume

			Calorias.	Calorias.
En Pesey	En el horno de reverbero		480,707	540,128
	En el horno de manga		59,421	
En Poullaouen.	Procedimiento 1.°	En el horno de reverbero	792,942	947,500
		En el horno de manga	154,558	
	Procedimiento 2.°	En el horno de reverbero		490,352
En Carinthia	En el horno de reverbero de Raivel			1.295,800
	En las otras fábricas			863,866
En Holywell	En el horno de reverbero		428,571	?
	En el horno de manga		?	
En Lea	En el horno de reverbero		454,545	?
	En el horno de manga		?	

Para 100 kilógramas (218 libras) de schlich se consume

		Calorias.	Calorias.
En Vialas y Villefort.	En el horno de reverbero de tostion.	714,100	1.031,350
	En el horno de manga	317,250	
En Tarnowitz			88,830
En Vedrin			239,700
En Bleyberg (Roer)			192,042
			ó 292,575

Para 100 kilógramas de plomo producido se consume

		Calorias.	Calorias.
En Vialas y Villefort.	En el horno de tostion	1.428,200	2.062,700
	En el horno de manga	634,500	
En Tarnowitz			132,582
En Vedrin			749,065
En Bleyberg			768.168
			ó 1.170.300

2603. Concluiremos este capítulo con la tabla de la importacion del plomo en Francia durante los últimos años.

PLOMO.

	Sulfurado (Galena).	Metal bruto.	Batido, laminado.
1818.	792,156 k.	5.147,777 k.	» »
1819.	972,203	4.958,541	» »
1820.	1.143,839	6.683,316	1,874
1821.	1.146,654	5.462,967	4,922
1822.	1.229,900	9.741,663	4,823
1823.	734,983	7.396,968	5,271
1824.	1.101,968	9.560,178	2,546
1825.	1.380,040	9.573,140	» »
1826.	1.003.949	11.102,642	» 94
1827.	1.065,494	12.889,604	» »
1828.	1.277,831	9.791,716	» »
1829.	1.141,125	16.260,855	» »
1830.	1.059,973	15.223,518	» »
1831.	1.196,863	9.753,639	» »

CAPITULO X.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE MERCURIO.

1.° Introduccion *á la historia física y geográfica de la España*, por G. Bowles, página 39, traduccion francesa.

2.° Observacion *sobre lo que se practica en las minas de Almaden en España para sacar el mercurio, y sobre el carácter de las enfermedades de los operarios;* por M. de Jussieu, miembro de la Academia de Ciencias, 1719, página 349.

3.° Sobre *las minas del palatinado y de los dos puentes*, por los señores Mathieu y Schreiber. *Diario de minas*, números 6 y 7.

4.° Noticia *de las obras que tratan del mercurio. En general, de sus minas y de las manufacturas que dimanan de esta sustancia. Diario de minas*, número 17, página 57. Esta noticia contiene la bibliografía razonada de todas las obras que presentan documentos originales sobre el mercurio.

5.° Relacion *sobre las minas de mercurio de Landsberg cerca de Obermoschel*, por M. Schreiber. *Diario de minas*, número 17, página 33.

6.° Noticia *sobre el descubrimiento del mercurio líquido en la mina de Allemont, y sobre la mina de mercurio de Saint-Arey (Isire)*, por M. Schreiber. *Diario de minas*, tomo IX, página 431.

7.° Relacion *sobre algunas minas de mercurio situadas en los nuevos departamentos de la ribera derecha del Rhin* por M. Beurart. *Diario de minas*, tomo VII, página 321.

8.° Descomposicion *del cenabrio en Almaden*, por Proust. *Diario de física*, tomo LXXXI, página 331.

9.° Noticia *estadística sobre el establecimiento de la mina de mercurio de Idria*, por M. Payssé. *Anales de química*, tomo XCI, páginas 161 y 262.

2604. El mercurio es un metal muy notable por el aspecto físico que presenta á la temperatura ordinaria, que le hace propio para la construccion de los instrumentos de física y de química. Ninguno de los líquidos conocidos puede reemplazarle en esta aplicacion tan importante para los progresos de las ciencias. No es esta sin embargo la causa del considerable consumo de mercurio. Este metal se emplea tambien para formar la reflexion de los espejos y sobre todo para estraer el oro y la plata de sus minas. Esta última aplicacion ocasiona un consumo tal que la mayor parte del mercurio está consagrado á ella.

El mercurio se estrae siempre del sulfuro nativo, de este metal conocido bajo el nombre de *cinabrio*. Las minas de Almaden en España y las de Idria en Carniole son las mas importantes. La Hungría, la Transilvania, y el ducado de los dos puentes poseen tambien minas de mercurio, pero estas son de mucha menos importancia. En la china y en el japon se esplotan tambien algunas de estas minas hace mucho tiempo, aun cuando no se conoce su producto; todo conduce á creer que es considerable. Por último en el Perú existe una mina de mercurio en Huancavelica.

El cinabrio se encuentra ordinariamente en la arenisca ullera ó mas bien en la arenisca roja que hace parte de él. La célebre mina de Almaden pertenece á este terreno. Algunas veces como en el ducado de los dos puentes se encuentra el cinabrio en los pórfidos subordinados. Tambien se en–

cuentra en los esquistos bituminosos subordinados á la calcárea como en Idria, y rara vez en la misma calcárea.

El cinabrio que se encuentra en la arenisca ullera está muchas veces acompañado de arcillas esquistosas y vituminosas con impresiones de pescados ó de plantas. Este mineral está muchas veces acompañado de combustibles fusibles y aun algunas mezclados con la ulla.

El cinabrio está ordinariamente acompañado de mercurio nativo y amalgama de plata, y de cloruro de mercurio, pero estas diversas sustancias son de poca importancia en la mayor parte de los casos. En Hungría sin embargo se cita una situacion de mercurio nativo bastante notable.

Los trabajos en las minas de mercurio no presentan ningun peligro para los obreros sino cuando estos descuidan la limpieza. Jusieu ha visto en Almaden á los obreros libres que conservaban su salud hasta una edad muy abanzada mientras que los forzados privados de recursos necesarios no pudiendo cambiar sus vestidos y viéndose obligados á comer en la misma mina, sufren mucho la influencia mercurial. Estos desgraciados se encuentran atacados de un humor en las parótidas, de úlceras en la boca, de póstulas de salivacion y en general de todos los síntomas mercuriales. El aire libre, la limpieza, la mas ligera modificacion bastan para curar á los individuos que pueden adquirir estos recursos; pero los que carecen de ellos sucumben siempre.

Payssé refiere por su parte que los mineros en la mina de Idria no son atacados de los accidentes mercuriales sino en ciertos casos muy raros. Estos accidentes se atribuyen á la presencia de una cantidad mayor que la ordinaria, de mercurio nativo en el mineral que se esplota.

2605. El tratamiento metalúrgico del mercurio tiene por

base como es fácil adivinar, la volatilidad de este metal. El mercurio se estrae siempre por lo tanto con el auxilio de verdaderos aparatos destilatorios. Para dejar al mercurio en libertad se puede emplear el hierro ó la cal. El hierro forma sulfuro de hierro, la cal produce sulfuro de calcio y sulfato de cal, el mercurio queda libre en ambos casos.

Tambien se puede proceder por una simple tostion en la cual se desprende gas sulfuroso y el mercurio queda en libertad.

Todos estos procedimientos estan puestos en práctica; pero es fácil advertir que el último es el mas económico y que merece ser preferido á los otros dos, cuando nada se opone á su aplicacion.

Estraccion del mercurio por la cal.

2606. En las minas del palatinado se hace uso de la cal para descomponer el sulfuro del mercurio. Desde entonces no hay dificultad en construir los aparatos destilatorios de hierro ó de fundicion. Las disposiciones que se usan para la estraccion del gas de la ulla, son las mejores que se pueden adoptar para este género de aparatos que deben componerse de cilindros de fundicion cerrados por sus dos estremos con unos discos de la misma sustancia. Uno de estos discos esta fijo y tiene una alargadera que conduce el mercurio á unos recipientes refrigerantes. El otro disco movible sirve para cargar y descargar la mezcla que se debe descomponer.

En el ducado de los dos puentes se hace uso de retortas que se disponen en un horno de galera. El número de estas es de 30 ó 50 en el mismo órden.

El mineral se divide en rico ó pobre. Cada retorta puede recibir una mezcla de 40 libras de mineral rico con 15 ó 18 libras de cal. La carga no es la misma para el mineral pobre porque de este solo se ponen 40 libras con una cantidad de cal menor que en el caso precedente. En todos los casos solo se llenan las retortas hasta las dos terceras partes de su cabidad. A cada retorta se adapta un recipiente de barro lleno de agua hasta su mitad. Se enlodan las junturas con un barro á propósito.

El fuego se conduce desde luego con moderacion, despues se aviva poco á poco hasta llegar al grado rojo. La operacion dura diez horas.

Terminada esta se desenlodan los recipientes y se los conduce cerca de una cuba, conocida con el nombre de *cuba en negro*. Encima de esta se encuentra otra cubeta en la que se vacian los recipientes. El mercurio queda en la cubeta y el agua corre á la cuba arrastrando un polvo negro, compuesto sin duda de mercurio dividido y de sulfuro de mercurio pulverulento. Este depósito es conocido bajo el nombre de *negro mercurial*.

Se recoje este sedimento, se mezcla con la cal y se le somete á nueva destilacion.

El mercurio privado de la mayor parte de este depósito negro, retiene todavía un poco que forma una película mas ó menos espesa en la superficie. Esta se separa proyectando cal en polvo sobre el metal. El negro mercurial disecado por la cal se le pone á parte y somete á la destilacion cada ocho dias.

Luego el mercurio se lava en agua clara, se enjuga bien y se almacena.

Concluidas las destilaciones se retira el resíduo de las

retortas y se desechan. Cada semana y en cada horno se practican 13 operaciones.

Para que el mineral sea espotable es necesario que contenga lo menos 1|600 de metal ó una 0,00166. Los minerales que se esplotan comunmente en las fábricas de los dos puentes, producen 0,005 y muchas veces 0,01.

Para completar esta reseña espondremos algunos ejemplos de fabricacion.

En las minas de Landsberg, el horno contiene 44 retortas que tienen tres piés de longitud comprendiendo el cuello que es de un pie. En el vientre tienen 14 pulgadas de diámetro. Reciben 20 quintales de mineral y uno ó dos quintales de cal. La destilacion dura seis horas y la carga y descarga dura dos. Se hacen pues tres destilaciones al dia, y se consumen 15 quintales de ulla mediana; de estas tres destilaciones se obtiene cerca de medio quintal de mercurio.

Asi para....... 100 kilógramas de mercurio.
Se emplean.... 12000 kilógramas de mineral.
Y 300 kilógramas de ulla=1800000 calorias.

En los hornos de Landsberg, estan las retortas separadas entre sí por un intérvalo de un pie. Es muy curioso el compararlas con las de Peotzberg donde las retortas se tocan. Estos hornos solo contienen 30 retortas. Se tratan en ellas de 13 á 14 quintales de mineral mezclados con un quintal de cal. Se hacen tambien tres destilaciones al dia que consumen 10 quintales de carbon y producen medio quintal de mercurio. El mineral por lo tanto es mas rico.

Para .... 100 kilógramas de mercurio.
Se emplean.... 8000 kilógramas de mineral.
Y 2000 de ulla=12000000 de calorias.

El consumo no cambia relativamente al mineral; el cambio aparente consiste en la diferencia de riqueza.

Estraccion del mercurio por tostion.

2607. Este procedimiento notable por su simplicidad, rápida ejecucion y por la gran cantidad de mineral que permite esplotar, debe reemplazar á los otros y no sufrir sino unas ligeras modificaciones. Para esto será suficiente hacerlo contínuo, lo cual no es imposible, y quedará colocado en el rango de los mejores procedimientos metalúrgicos que se conocen.

En Almaden se puso en práctica desde luego, y en la actualidad se practica tal como se estableció. En Idria le han adoptado tambien con algunas modificaciones ventajosas.

2608. *Tratamiento del mercurio en Almaden.* La mina de Almaden era ya conocida de los romanos, entonces suministraba cerca de 10,000 quintales de cinabrio bruto que se conducia á Roma donde se empleaba como color. Hasta el año de 1645, se emplearon retortas de barro que se cargaban con una mezcla de mineral y cal. Juan Alonso Bustamante propuso en esta época, y fue adoptado, un horno de su invencion que llenaba su objeto de una manera satisfactoria, y que debe parecer tanto mas admirable por la época en que fue imaginado.

El aparato de Almaden se compone de un horno con doce filas de alargaderas de barro conocidas con el nombre de *aludeles*, y de dos cámaras de condensacion.

El horno presenta un fogon al nivel del suelo, dispuesto para quemar haces ó ramas de leña, está provisto de una chimenea particular que recibe una gran parte del humo.

Encima del fogon se encuentran tres arcos abovedados que sirven de regilla. El mineral se carga sobre estos arcos por medio de una puerta lateral que se cierra despues con ladrillos. Una abertura superior permite concluir de cargar el horno hasta su parte mas alta; esta abertura se cierra igualmente durante la destilacion.

Uno de los flancos del horno apoya sobre una terraza de doble inclinacion, y los dos planos inclinados vienen á juntarse á una reguera que recibe el mercurio. Sobre esta terraza estan dispuestas las filas de albudeles que desembocan por una parte en unas aberturas practicadas en la parte superior del horno destilatorio, y por la otra en las dos cámaras de condensacion. El mercurio se deposita en parte en los aludeles y las últimas porciones vienen á liquidarse á las cámaras. Sin embargo, parece que se pierde siempre una parte por no ofrecer bastante superficie el aparato condensador.

Las cámaras de condensacion donde terminan los aludeles, estan provistas de una ventana por la cual se penetra de tiempo en tiempo para recoger el mercurio. Estas ventanas estan enlodadas con mucho cuidado durante la hornada. Yussieu refiere, que los humos que se escapan de las cámaras de condensacion no perjudican ni á la vejetacion, ni á los habitantes vecinos. Sin embargo, estos humos deben contener ácido sulfuroso, ácido sulfúrico y un poco de vapor mercurial. Payssé asegura que los vapores de los hornos de Idria, no son tampoco peligrosos; pero segun su propia relacion, la opinion de los habitantes será enteramente opuesta á lo que él asegura. En general, esta clase de cuestiones son muy difíciles de resolver, y todo lo que se puede asegurar es que los efectos de estos vapores no son de ninguna manera muy delectereos.

El cinabrio se tuesta en este aparato. El azufre se convierte en gas sulfuroso y el mercurio se volatiliza.

Proust considera el aparato de Almaden como una retorta. Este aparato, dice, es una retorta abierta por debajo en la cual el fondo está reemplazado por el peso de la atmósfera. Esta definicion no es exacta; porque suponiéndola verdadera, el mineral no esperimentaria la tostion que necesita. El verdadero juego del aparato del Almaden, está fundado sobre la division de la llama, que se desprende en parte por la chimenea particular del fogon, y que en parte se lanza al través mineral, ganando los aludeles y las cámaras de condensacion. De esta suerte se establece en el pacio ocupado por la carga, un tiro en sentido de los aludeles que arrastra el vapor del mercurio á medida que se desenvuelve.

2609. Concebido esto, los detalles del procedimiento son muy fáciles de comprender.

El horno de Almaden es un cilindro de 24 pies de alto, por cuatro de diámetro, tiene nueve pies desde el suelo de la regilla hasta la parte superior del horno. La carga es de 250 á 300 quintales de mineral. Al salir este de la mina se subdivide en tres variedades que ocupan sus sitios particulares en el horno.

La base de la carga está formada por los fragmentos gruesos de arenisca impregnada de cinabrio, que se encuentra diseminado en ella en cantidad demasiado pequeña para ocuparse en un apartado útil. Estas son las piedras solares ó *soleras*, porque en efecto reposan siempre sobre el suelo.

Encima de las soleras se dispone el mineral rico que se llama en Almaden *cinabrio metal*. De este se ponen 25 quintales.

En la disposicion ordinaria del horno, los 25 quintales

de mineral rico forman la dósis mayor que el aparato puede esplotar ventajosamente. Si se hace ascender la dósis á 35 quintales, no será suficiente el tiro de los aludeles para conducir el mercurio que se produce. En 1787, se ha perdido por una modificacion de esta naturaleza con respecto á la marcha del horno; la mitad del mercurio que se hallaba en los 10 quintales de mineral rico añadido sobre la carga ordinaria. Es necesario, pues, proporcionar la seccion de los aludeles al mercurio que contienen las cargas.

La carga se termina con unos ladrillos compuestos de mineral menudo, del hollin de los aludeles y de un poco de arcilla que los presta la consistencia necesaria.

En la parte superior y sobre uno de los costados del horno, se encuentran los doce arcos que le ponen en comunicacion con los aludeles. Cada fila tiene de 65 ó 66 pies de longitud y se componen de 44 aludeles; se necesitan por lo tanto 528 para el servicio de cada horno. Estos aludeles son unas alargaderas de barro cocido, que tienen mas diámetro por enmedio que por los estremos, y que enchufan uno en otro. Las junturas se enlodan en ceniza diluida en agua. Este número inmenso de junturas, es indispensable por la necesidad que hay de desmontar los aludeles á cada operacion, para estraer el mercurio que contienen; la contínua fractura de estos aparatos son los inconvenientes reales y graves del procedimiento de Bustamante.

El horno se calienta con ramages que suministran una llama abundante. La operacion dura quince horas; las soleras quedan despojadas de mercurio hasta el centro cuando el fuego se ha conducido bien. Se deja enfriar el aparato durante tres dias, y al cabo de este tiempo, se desenlodan los aludeles y se separa el mercurio que contienen. La reguera

practicada en medio de la terraza, sirve para reunir las porciones de mercurio que se escapan por las hendiduras y demas durante el trasporte.

El mercurio que se recoge se encuentra manchado de algunas impurezas que es necesario separar de él con exactitud. Esto se consigue vertiendo el mercurio sobre el suelo ligeramente inclinado de una cámara destinada para esta purificacion. Las impurezas adhieren al suelo y el mercurio se cuela solo y puro á una fosa.

El polvo fuliginoso que adhiere al suelo, se recoge y se le hace sufrir una nueva destilacion.

Cada hornada produce 25 á 30 quintales de mercurio. Algunas veces llega esta cantidad hasta 60 quintales, pero en general no pasa de este número. El producto medio de mineral de Almaden, es por lo tanto de 10 por 100.

En Almaden se almacena el mercurio en unas pieles de carnero, que se suspenden sobre unos vasos terrosos: estas clases de muñecas bien apretadas no dejan perder el mercurio.

1610. Ademas del mercurio que se condensa en los aludeles, se encuentra un hollin abundante bastante complicado en su composicion; Proust evalua en cerca de 40 libras la cantidad de hollin que proviene de una hornada. Esto compondrá á lo mas 1/500 del peso del mineral. Este hollin contiene

Mercurio muy dividido.......	66,0
Proto-cloruro de mercurio...	18,0
Cinabrio......................	1,0
Sulfato de amoniaco..........	3,5
Id. de cal......................	1,0
Acido sulfúrico libre..........	2,5
Negro de humo................	5,0
Agua..........................	2,5
	99,5

Proust, á quien es debido este análisis, se ha servido de él para discutir el procedimiento de Almaden, y los ensayos de mejora que se han tanteado ó propuesto.

Este químico juzga desde luego, que el cloruro de mercurio proviene del mismo mineral. Se sabe en efecto, que esta sustancia se encuentra en las minas de este metal. Como los hollines se vuelven á cargar sin adicion de materias á propósito para descomponer el cloruro, supone Proust que el mismo cloruro vuelve á aparecer en cada destilacion, concentrándose de esta manera el que estaba contenido en las masas enormes de mineral.

Esta opinion es contrarestable. El cloruro de mercurio se puede formar en la misma operacion por medio de los cloruros de potasio y de sodio, contenidos en las cenizas del combustible y del ácido sulfúrico que se origina en la tostion. Este resultado puede realizarse de muchas maneras; pero solo indicaremos la mas sencilla. Hallándose el mercurio en presencia del ácido sulfúrico, puede convertirse en sulfato dentro de los mismos aludeles. Las cenizas arrastradas que

se encuentran con el ácido sulfúrico, producen sulfatos de potasa y de sosa y abandonan al ácido hidro-clórico. Este encuentra al pasar por los aludeles al sulfato de mercurio que se convierte en cloruro, dejando al ácido sulfúrico en libertad.

Por lo demas, la modificacion indicada por Proust, es siempre la que conviene, cualquiera que sea la opinion que se adopte. Este químico aconseja el mezclar los ladrillos con los cuales se incorporan los hollines, con ceniza ó cal para descomponer el proto-cloruro que contiene.

La accidez de los hollines impide el empleo de los condensadores de fundicion que se habian propuesto para sustituir á los aludeles. En un ensayo de este género hecho en Almaden, se habian conservado algunos tubos de tierra en las partes próximas al horno; despues se condujeron estos á unos tubos de fundicion rodeados de agua. El mercurio se condensaba muy bien, pero se formaban unas escresencias que Proust ha examinado y que prueban como se debia esperar que los tubos de fundicion eran atacados con rapidez. Estas escrecencias contienen en efecto

Sulfato de protóxido de hierro.	23,5
Alumbre........................	14,5
Proto-cloruro de mercurio......	3,3
Cinabrio.......................	6,3
Mercurio.......................	44,0
Carbon.........................	4,8
Sulfato de cal.................	0,9
	97,3

El alumbre resulta evidentemente de la accion del ácido sulfúrico sobre los tubos de tierra que forma el sulfato de alumina; el sulfato de potasa proviene de las cenizas arrastradas por la corriente del aire. El sulfato de protóxido de hierro, resulta de la accion del ácido sulfúrico sobre los tubos de fundicion que serian bien pronto oradados por todas partes.

2611. *Tratamiento del mercurio en Idria.* El descubrimiento de la mina de Idria, se hace remontar hasta el año de 1497. La esplotacion se practicó desde luego en ella de un modo muy irregular, y hasta el año de 1575 no se pusieron en uso las retortas y la cal para descomponer el cinabrio por la destilacion por *descenso*. Los aparatos movibles se conducian de sitio en sitio á los bosques, y marchaban por medio del calor que desprendia la carbonizacion de la leña.

En 1635, se establecieron en Idria unos hornos de galena análogos á los del palatinado; en 1750, se adoptó el aparato de Almaden; por último, en 1794 se reemplazó por el actual que solo es una modificacion del anterior. La base del procedimiento consiste siempre en una tostion; pero la disposicion de los fogones y el método de condensacion, han cambiado completamente.

El mineral de Idria se aparta desde luego en la misma galería; los minerales ricos se separan por el minero. Conducidos al lavadero, se clasifican los productos. Los minerales ricos se ponen á parte para tratarlos inmediatamente; los menudos se desenlodan, criban y separan; todo el mineral rico que se encuentra, se pone separadamente.

Los minerales pobres se someten al cribado en unos tamices de diversa finura. Se conducen al bocarte lan arenas

pobres que resultan del cribado, y los productos del bocarte se lavan sobre las tablas como de ordinario. La fragilidad del cinabrio presenta alguna dificultad para esta preparacion mecánica. Es necesario producir arena gruesa para que el cinabrio se pueda separar bajo la forma de granos; porque una vez pulverizado su polvo, formaria lodos muy difíciles de purificar. Por estas diversas operaciones se obtiene el mineral de mercurio bajo dos formas principales; el mineral grueso y el mineral menudo. El mineral grueso se subdivide en tres variedades.

1.° Mineral en pedazos voluminosos que contienen por término medio 1 por 100 de mercurio. Este es el mas abundante.

2.° Mineral rico y macizo que contiene por término medio 40 por 100 de mercurio.

3.° Mineral en fragmentos que provienen del quebrantado y apartado que se practica fuera de la mina; este es de una riqueza que varia de uno á 40 por 100. El mineral menudo se subdivide igualmente en tres variedades.

1.° Los fragmentos que provienen de la misma mina; estos producen 10 á 12 por 100.

2.° Los pedazos de mineral separados por la criba que producen 32 por 100.

3.° Los schlichs que no son recibidos por la administracion, sino cuando los obreros los han concentrado hasta producir el 7 por 100.

La disposicion de estos diversos minerales en el horno exigen unas precauciones particulares. El vasto aparato de Idria, se compone de dos hornos unidos, provistos cada uno de cámaras de condensacion que reciben el mercurio.

Cada uno de estos hornos contiene un fogon B, dis-

puesto para quemar leña y un cenicero colocado debajo. El espacio que hay sobre el fogon, está dividido en tres pisos por medio de unas bóvedas provistas de aberturas. El piso superior se pone en comunicacion con las primeras cámaras de condensacion que se hallan colocadas á una y otra parte del horno, por medio de unos canales inclinados. Las cámaras comunican entre sí por unas aberturas *F*, *G*, *H*, *Y*, *J*, y estan colocadas alternativamente de alto á bajo, de modo que pueden determinar en los vapores una circulacion lenta al través de este gran refrigerante. De la cámara *K*, pasan los humos á la cámara L, y se escapan por último á la atmósfera por unas chimeneas que sobresalen bastante.

El suelo de estas cámaras está inclinado de manera que el mercurio puede correr á los estanques de recepcion situados fuera de cada una de ellas. De aqui se le saca para verterle en la reguera *n*, *n*, *c*, que le conduce hácia la cámara del mercurio *o*. En esta cámara se recibe el metal en una cuba de pórfido, de donde se saca para envalarle.

Los pedazos mas gruesos del mineral se cargan en la primera bóveda, teniendo cuidado de dejar el paso conveniente para la llama. Entre estos pedazos se disponen los mas gruesos á la parte inferior, y los menudos en la superior, como se cargan al poco mas ó menos en los hornos de cal.

La segunda bóveda se destina para los minerales menudos. Estos se colocan en unos vasos de barro cocido que tienen 10 pulgadas de diámetro por 5 de profundidad. Estos vasos se superponen, teniendo cuidado de colocar á la parte de abajo los que contienen los fragmentos menudos y los que han resultado del cribado. Los que contienen al schlich, se disponen hácia la parte superior.

La tercera bóveda se carga enteramente con otros vasos

iguales cubierto de schlich, y aun se colocan algunos otros vasos llenos de schlich en los productos inclinados que conducen los humos á la primera cámara de destilacion; estos no esperimentan verdaderamente una destilacion completa.

Concluida la carga y cerradas y enlodadas todas las aberturas, se enciende un fuego vivo que se alimenta con leña de haya. El calor se conduce poco á poco hasta el grado rojo cereza, y el horno se mantiene á esta temperatura. La operacion dura 10 ó 12 horas; el tiro es vivo, lo cual esplica fácilmente la forma del horno; porque á pesar que los largos círculos que ejecuta en las cámaras de condensacion abrazan la marcha del humo, sin embargo, la alta temperatura que poseen en toda la longitud del horno le dan un impulso que se comunica á las capas siguientes. Este tiro rápido se necesita para conducir en el horno el aire que debe tostar al sulfuro de mercurio. Este se desprende del mineral por medio del calor, bajo la forma de vapores que se convierten á medida que se forman en gas sulfuroso y mercurio metálico. Todos los productos de la combustion pasan á las cámaras de condensacion. El mercurio se deposita en ellas al mismo tiempo que los hollines mercuriales que contienen cinabrio y mercurio muy dividido. El metal corre á las pilas de recepcion.

Al horno se le abandona á sí mismo durante cinco ó seis dias. Cuando se ha enfriado se le descarga, se le hacen las reparaciones necesarias y se procede á nueva operacion. Cada horno solo sirve una vez por semana.

2612. El deshollinado de las cámaras de condensacion, es una operacion muy penosa. Los obreros que se emplean en ella tardan dos horas en separar de las paredes con unas escobas el polvo mercurial que se halla condensado en ellas.

El contacto de este mercurio muy dividido con la piel ó el pulmon, la absorcion que se hace por estas dos superficies no tardan en determinar la salivacion, y mas tarde los síntomas nerviosos que caracterizan las afecciones mercuriales; muchos obreros de Idria, estan afectados del temblor mercurial.

Los habitantes de Idria pierden su dentadura muy jóvenes, pero se cree que esta circunstancia es independiente de la esplotacion del mercurio.

Cada horno recibe 250 ó 500 quintales de mineral, tanto grueso como menudo, ó en schlich. A cada carga se le añade una porcion de las grasas que se guardan para este objeto. La cantidad de estas varía mucho segun las circunstancias; pero lo menos es de 3 á 4 quintales y lo mas de 15. Se consumen de 9 á 11 metros cúbicos (de 416,0385 á 508,4915 pies cúbicos) de leña de haya.

Cuatro hornos ó dos aparatos dobles bastan para una produccion anual de 5000 quintales de mercurio; el mineral produce por término medio el 8 por 100.

M. Heron de Villefosse da cuenta del año de 1812 como sigue:

Mineral empleado...........	56686 quintales.
Mercurio obtenido...........	4832 id.
Leña de haya consumida...	2340 metros cúbicos (1).
ó bien	
Mercurio obtenido...........	100 kilógramas.
Mineral	1173 id.
Leña consumida 0,968 metros cúbicos............=	435 k.=1305000 calorias.

Para comparar estos números con los que se refieren an-

(1) El metro cúbico equivale á 46,2265 pies cúbicos.

teriormente, concernientes á las fábricas del palatinado, no es necesario considerar el mercurio obtenido sino mas bien el mineral empleado. Las riquezas difieren demasiado para poder establecer la comparacion de otra manera. Partiendo de esta base, se encuentra que la destilacion de cada kilógrama de mineral exige 1500 calorías en las fábricas del palatinado y 1112 solamente en las de Idria.

Aunque la economía sea considerable no se halla sin embargo en relacion con lo que prometia el buen intento del procedimiento practicado en Idria. Pero es necesario considerar que la imperfeccion del procedimiento destilatorio del palatinado se halla anulada en parte por la continuidad de su marcha. No se puede dudar que si el procedimiento de Idria fuera contínuo, el consumo de combustible se hallaría reducido á la mitad ó á una tercera parte de lo que exige un horno intermitente.

No percibimos lo que puede oponerse á la continuidad de la operacion. La tostion del sulfuro de mercurio es muy fácil, puesto que se volatiliza y viene á buscar el aire que necesita. Bastaría pues dar al horno la forma de los hornos de cal contínuos, cargar los minerales gruesos en pedazos de un tamaño conveniente y formar con los menudos y con los schlich unas pelotas que tomarian una consistencia conveniente por la adicion de una materia arcillosa. Seria necesario ciertamente multiplicar las cámaras de condensacion; en un horno solo, podrian disponerse unas cámaras que hicieran el servicio de los dos hornos unidos, y por otra parte dirigiendo los humos en un solo sentido se los podría hacer pasar por 24 cámaras de condensacion colocadas sucesivamente, lo cual deberá bastar para la completa licuefaccion del mercurio

En unas modificaciones dirigidas en este sentido, el sistema de los hornos de Idria puede considerarse como el mejor de todos.

2613. La estraccion del mercurio presenta, en el estado actual de cosas, una leccion tan íntima con la de la plata y la del oro, que no puede considerarse sin interés la produccion anual de aquel metal, tan necesario para la estraccion de estos metales preciosos.

Se pueden evaluar de la manera siguiente, las cantidades de mercurio estraidas anualmente en las minas de este metal.

Almaden	25000	á 32000	quintales.
Idria	6000	10000	
Hungría / Transilvania	700	700	
Ducado de los dos puentes	400	500	
Palatinado	180	200	
Huancavélica	3000	3000	
	35280	46400	

Entre estas minas las de Huancavélica suministran en la actualidad un producto bien inferior á su riqueza real. Los 3000 quintales de mercurio que se obtienen de ellas provienen de los trabajos superficiales que se hacen aisladamente por los indios á flor de los filones pequeños de la mina. La esplotacion regular abandonada por causa de los hundimientos de los trabajos se emprenderá de nuevo sin duda algun dia y entonces el producto del mercurio podrá igualar al de la mina de Idria. En efecto, durante mas de un siglo ha suministrado la esplotacion regular de 4000 á 6000 quintales de mercurio y muchas veces hasta 10000.

El consumo de la Francia en mercurio ó en productos mercuriales, varía poco. Este metal se emplea en este pais para el estañado de las lunas, para la fabricacion del cinabrio, del bermellon, del sublimado corrosivo y del calomel, para el tratamiento de los resíduos y cenizas de los plateros, y por último, para la construccion de los aparatos de física y de química.

Véase la tabla de las importaciones de mercurio y de los productos mercuriales.

Años.	Mercurio.	Cinabrio.	Bermellon.
1818.	57806	787	11614
1819.	53909	»	5161
1820.	25432	206	6074
1821.	15921	513	6650
1822.	49867	268	8514
1823.	74580	210	4780
1824.	17917	»	7372
1825.	72505	»	6408
1826.	81221	»	3155
1827.	88526	»	6612
1828.	55824	»	6453
1829.	80503	»	5354
1830.	45075	»	2699
1831.	46675	»	1299

La importacion del cinabrio ha cesado desde que se fabrica este producto en París. Lo mismo sucede con la del bermellon que debe estinguirse, porque existen fábricas de este producto en París que bien pronto no dejará nada que desear por la buena calidad del que se fabrica en ellas. Los

cloruros de mercurio se fabrican tambien en Francia hace mucho tiempo, y no deja ventaja alguna á la importacion de los que la Holanda suministraba en otro tiempo.

CAPITULO XI.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE PLATA.

Memoria *sobre cerca de 3.000,000 de quintales de mercurio enterrados en el sedimento de un rio del Perú*, por Proust. *Diario de física*, tomo LXXXI, página 404.

Hechos *sobre la decimástica de las minas de oro y de plata*, por Proust. *Diario de física*, tomo LXXXI, página 409.

Ensayo político *sobre el reino de la Nueva España*, por M. Humboeldt, tomo II, capítulo XI, página 479.

Todos los datos relativos á la produccion y movimiento de los metales preciosos se encuentran reunidos y discutidos en este capítulo.

Noticia *sobre el tratamiento de los minerales argentíferos. Anales de minas*, tomo VI, página 619, série 1.ª

Método *de amalgamacion aplicado á los mates de cobre en la fábrica de Grosorner*, por M. Manés. *Anales de minas*, tomo IX, página 69, série 1.ª

Sobre *el tratamiento metalúrgico de las aleaciones de cobre y de plata*, por M. Berthier. *Anales de minas*, tomo XI, página 81, série 1.ª

Sobre *el cobre gris de Santa María de las minas*, por M. Berthier. *Anales de minas*, tomo XI, página 121, série 1.ª

NOTICIA *sobre el tratamiento de los minerales de plata, plomo y cobre por el cokc en Freyberg*, por M. Perdonnet. *Anales de minas*, tomo II, páginas 239 y 301, série 2.ª

DESCRIPCION *de un método nuevo que se emplea en Freyberg para separar el cobre de la plata*, por M. Le Soinne. *Anales de minas*, tomo III, página 15, série 2.ª

ANÁLISIS *de los productos del tratamiento de los minerales de plata de Freyberg*, por M. Lampadius. *Anales de minas*, tomo III, página 276, série 2.ª

SOBRE *las minas de plata de Arévalo en el distrito de Chico en Méjico*, por M. Gerol. *Anales de minas*, tomo IV, página 451, série 2.ª

RESULTADOS *de diversos ensayos emprendidos con el fin de perfeccionar los procedimientos metalúrgicos que se emplean en Sajonia. Anales de minas*, tomo VI, página 311, série 2.ª

SOBRE *los procedimientos de amalgamacion aplicados á los minerales de plata*, por M. Karsten. *Anales de minas*, tomo VII, página 97, série 2.ª

DESCRIPCION *abreviada del procedimiento de amalgamacion en Halsbrücke cerca de Freyberg en Sajonia*, por Mauricio Muller. *Freyberg*, 1831.

INVESTIGACIONES *sobre los fenómenos químicos que pasan en la amalgamacion americana*, por M. Boussingault. *Anales de química y de física*, tomo LI, página 357.

2614. La plata se encuentra en algunas de sus minas en el estado nativo; esto esplica el conocimiento que se tenia de este metal en los tiempos mas remotos de la civilizacion. En las minas en que la plata se encuentra bajo la forma de combinacion química, es necesario muchas veces para estraerla someter el mineral á repetidas calcinaciones que le

privan sucesivamente de las materias estrañas. Se concibe tambien por esta circunstancia que los ensayos de rutina han podido conducir al tratamiento de algunos minerales argentíferos; estos ensayos son muy incorrectos sin duda, pero sin embargo suficientes para estraer una parte de este metal.

Entre las esplotaciones que suministran la plata es necesario distinguir aquellas en que su estraccion es accesoria, y aquellas en que forma el objeto principal.

Los minerales que producen accesoriamente á la plata son los sulfuros de plomo argentíferos ó los cobres piritosos argentíferos, es decir, los sulfuros de plomo ó de cobre que contienen unas cantidades demasiado débiles de plata, ó mas bien de sulfuro de plata, para que el producto de este metal sea suficiente á compensar los gastos de la fábrica. La mina se reputa entonces por mina de plomo ó de cobre. Cuando la proporcion de plata aumenta la mina toma el nombre de mina de plata. Por esto se advierte cuán dificil es distinguir las verdaderas minas de plata de las minas de plomo ó de cobre argentíferas de otra manera que por la relacion de los productos entre los metales que contienen.

Esta dificultad nos empeña á reunir en un solo capítulo, la esposicion de los diversos métodos que se aplican al tratamiento de los diferentes minerales, con el objeto de estraer definitivamente la plata que contienen, sea cualquiera la proporcion en que se halle este metal.

2615. En la naturaleza se encuentra la plata lib. combinada, y los compuestos que forma este metal son muy variados.

La plata nativa afecta diversas formas. Ya se presenta cristalizada por lo regular en cubos ó en octaedros; ya en fibras contorneadas ó en dendritas ó ya en fin, en masas ó gra-

nos de diferentes gruesos. Se citan unas masas de este género que pesan 25 y aun 100 kilógramas (54,50 ó 218 libras).

El sulfuro de plata, el sulfo-antimoniuro de plata y el cloruro de este metal son las principales especies minerales que puras ó mezcladas, forman el objeto de las esplotaciones de plata.

Las minas de este metal se encuentran en los terrenos primitivos y ordinariamente en las hendiduras de las rocas micáceas, anfibólicas, y córneas. Los terrenos secundarios presentan tambien á los minerales de plata, pero estos son las mas veces combinaciones y no plata nativa.

La Francia posee algunas minas de plata. Citaremos la de Santa María de las minas en los Vorges, que es un filon de cobre gris sulfurado argentífero; la de Giromagny, que está proxima á la anterior, la de Huelgoat, cuya esplotacion se hace de poco tiempo á esta parte; por último, la de Allemont en el departamento de el Isire, que contiene diversos minerales de plata asociados á los minerales de cobalto y de niquel tan variados.

Entre las minas que se esplotan en Europa citarémos las de las cercanías de Kreyberg, que abastecen á la hermosa fábrica cuya descripcion darémos mas adelante. La Sajonia posee ademas las minas de Annaberg de Johann-Georgenstazdt, de Schrceberg en Misnia y de Andreas-Berg, en Harz. Las tres últimas consisten ordinariamente en sulfuro de plomo argentífero.

Una de las minas mas notables de la Europa es la de Konsberg en Noruega. Esta contiene principalmente plata nativa que se encuentra en ella algunas veces en masas considerables.

La España ha poseido unas minas de plata célebres y co-

nocidas de los antiguos; en la actualidad se esplota todavia la de Guadalcanal (1).

La Siberia presenta minas de plata esplotadas.

Las minas de plata mas productivas del globo son las del Nuevo-Mundo. Mas adelante se hallarán unos detalles circunstanciados sobre su naturaleza, esplotacion y produccion.

2616. *Tratamiento de los minerales de plata.*—Este se opera por diversos procedimientos, que sin embargo tienen todos un mismo principio. Siempre se busca el modo de formar con la plata y un metal conveniente una aleacion fusible que pueda en razon de su densidad separarse de las gangas que acompañan á la plata.

Ordinariamente se emplea el mercurio. Este procedimiento constituye el método de *amalgamacion*. Siendo fusible á la temperatura ordinaria la amalgama de plata, puede reunirse sin necesidad de calentar la masa; su gran densidad permite por otra parte el aislarla por medio de lavaduras. La amalgama que se obtiene se somete en seguida á la destilacion. La plata queda y el mercurio se volatiliza. A pesar del alto precio del mercurio, este método es el que mejor conviene para la esplotacion de los minerales pobres.

Algunas veces se hace uso del plomo. No siendo fusible sino á una temperatura elevada la aleacion de plomo y de plata, es necesario calentar la mezcla de plomo y de mineral. La aleacion se produce, se cuela y se reune. El plomo cargado de plata, es sometido á una afinacion que separa el plomo, bajo la forma de óxido y deja á la plata libre. Este método no puede convenir sino á los minerales ricos y princi-

(1) Sabido es que en la actualidad se esplotan en España muchas minas de plata, tanto hácia la costa del Mediodia como en otros puntos.

(N. del T.)

palmente á aquellos en que domina la plata nativa. Se distingue bajo el nombre de *concentracion*, una operacion que forma la base de un tercer sistema de esplotacion. Este tiene por objeto efectivamente el concentrar bajo un pequeño volúmen la plata contenida en el mineral que se trata de beneficiar. Esta operacion consiste en fundir el mineral con la pirita de hierro. La pirita por la fusion se une á los sulfuros metálicos contenidos en el mineral, y constituye con ellos un mate en el cual se halla reunida toda la plata. Este mate separado de las escorias es sometido en seguida á un tratamiento ulterior, que tiene por objeto el separar la plata. Vamos á examinar sucesivamente estos diversos métodos.

El procedimiento de amalgamacion se divide en dos clases: la una comprende el método que se emplea en Europa; la otra está en uso en las minas de América. Algunos tratamientos mistos que se han puesto en práctica participan mas ó menos de estos dos métodos principales que estudiaremos desde luego con cuidado.

Amalgamacion de Freyberg.

2617. La fábrica de amalgamacion de Freyberg ha fijado muchas veces la atencion de los metalurgistas y sus procedimientos son tan bien conocidos que no se debe esperar encontrar aqui ninguna consideracion nueva. Nos limitaremos á describir exactamente los métodos que se practican en esta fábrica y en hacer resaltar las ventajas y los inconvenientes que presentan comparativamente con las del Nuevo-Mundo.

El método de amalgamacion en Europa es debido al baron de Born. Durante los años 1780 á 1786 se ocupó en los esperimentos relativos á este trabajo y llegó á es-

tablecerlo en Hungría. Los señores Guellert y Charpentier fundaron sobre los mismos principios la fábrica de amalgamacion de Halsbrücke, cerca de Freyberg. Este hermoso establecimiento se empezó en 1787, se concluyó en 1790 y se quemó completamente en 1792. No se tardó en reconstruirle con algunas modificaciones ventajosas.

Las operaciones que se practican actualmente en Freyberg son las siguientes:

1.° Apartado y mezcla conveniente de los minerales.
2.° Tostion de esta mezcla con adicion de sal marina.
3.° Cribado del mineral tostado.
4.° Molienda del mineral tamizado.
5.° Amalgamacion.
6.° Decantacion de la amalgama.
7.° Filtracion de la amalgama.
8.° Destilacion de la amalgama.
9.° Fusion de la plata.
10. Refinacion de la plata.
11. Lavado de los residuos.

Vamos á examinar sucesivamente estas diversas operaciones tanto bajo la relacion práctica como bajo el punto de vista teórico.

2618. *Apartado y mezcla de los minerales.*—Los minerales que se tratan en Freyberg por el método de amalgamacion se conocen bajo el nombre de minerales flojos; contienen poco ó nada de plomo. Estos minerales se dividen en dos variedades que son, los minerales no piritosos y los minerales mezclados con pirita de hierro. Los que contienen plomo ó cobre se escluyen de esta clase de tratamiento. Es

muy raro sin embargo que el mineral que se esplota no contenga algo de cobre.

La cantidad mas favorable para la esplotacion es de 240 gramas (4809,60 granos) de plata por 100 kilógramas (218 libras) de mineral. Se sabe por esperiencia que una cantidad mayor deja unos resíduos de amalgamacion demasiado ricos, y que una cantidad mas pequeña y reducida por ejemplo á 160 gramas (3206,40 granos) ocasiona unas pérdidas de bastante consideracion, porque el producto es inferior á los gastos de esplotacion. La mezcla debe contener cuando mas de 34 á 35 centésimas de pirita. Como los minerales piritosos no siempre contienen esta cantidad es necesario ordinariamente añadir todavia algunas centésimas de pirita argentífera para obtener esta proporcion.

Segun los diferentes métodos de preparacion que se da á los minerales en los lavaderos de las minas, se les distingue en minerales de lavado y en minerales bocartados.

Los minerales de lavado se pasan por el bocarte con el agua en los lavaderos y en seguida se lavan en la artesa.

Los minerales de cada mina, lavados y pasados por el bocarte separadamente se amontonan en el almacen de los minerales y se anotan en un libro particular llamado libro de compra de minerales con la cantidad de plata que contiene cada monton.

Para hacer la mezcla, se toma de cada monton y en las proporciones ya mencionadas, la cantidad necesaria para obtener ordinariamente un monton de 400 quintales. Se calcula la cantidad que es necesario tomar de cada clase de mineral, para formar de toda la masa una mezcla que contenga 0,0024 de plata.

Segun M. Berthier, esta mezcla bien preparada contiene

Cuarzo, sulfato de barita, etc...	27,8
Carbonato de cal......................	5,0
Id. de magnesia....................	3,0
Id. de manganesa.................	4,2
Id. de hierro.........................	4,5
Id. de cobre...........................	1,2
Id. de plomo..........................	4,0
Bisulfuro de hierro..............	28,5
Mispickel.............................	19,8
Plata....................................	0,2
	98,2

La plata que existe en el mineral se encuentra al menos en parte, en el estado de sulfuro de plata. La temperatura elevada de la tostion y la presencia de las piritas le harán por otra parte pasar en su totalidad á este estado. Bajo esta forma la amalgamacion de la plata no se efectuará al menos por el procedimiento que se emplea en Freyberg. Es necesario que la plata se convierta primeramente en cloruro que se reduce en seguida por el hierro metálico, que se añade á los toneles de amalgamacion. Para verificar la conversion de la plata en cloruro de plata, se mezcla con el mineral destinado á la tostion la cantidad necesaria de sal marina. De los numerosos ensayos que se han practicado para este efecto se ha advertido que la dósis de 0,10 de sal marina, es la que produce resultados mas ventajosos.

Para que la sal se mezcle exactamente con el mineral se pasan ambos á dos reunidos al través de una criba. Esta mezcla se hace en las salas de preparacion; en el primer

piso está el taller de amalgamacion. Encima de estas salas se hallan los almacenes para la sal.

Para reducir á polvo la sal marina, que pegándose forma algunas veces masas compactas, se disponen unas cajas de madera cuyo fondo es cónico y pasa al través del piso superior de la sala; este fondo se abre y cierra por medio de una polea. Encima de estas cajas se suspende una criba de hierro en la cual se echa la sal y se quebrantan las masas compactas que se han formado. En cada caja se pone cierta cantidad de sal que se pesa desde luego, se la hace caer en seguida á la sala de las mezclas sobre el mineral que se halla estendido y se la estiende tambien por medio de un rastro. Encima de esta sal se pone otra capa de mineral, despues otra de sal, y asi continúa alternativamente hasta haber empleado la cantidad total del mineral.

La sal y el mineral reunidos se pasan al través de la máquina de cribar; el producto obtenido se divide en montones cónicos de á 4 y 1/2 quintales que se llaman montones de tostion.

2619. *Tostion.*—Debajo de las salas de la mezcla se hallan colocados los hornos de tostion.

Estos hornos son de reverbèro y se componen principalmente:

1.° De un fogon con rejilla y cenícero.

2.° De un suelo para la tostion del mineral.

3.° De cámaras de condensacion, á través de las cuales pasan los vapores que se producen durante la tostion, y en ella se precipita una parte del mineral reducido á polvo muy fino.

4.° De una chimenea por la cual salen los vapores.

Un tubo de carga se eleva de la bóveda de cada uno de los hornos de tostion hasta la sala de la mezcla que se halla colocada encima y allí se cierra con una cubierta. La principal abertura del horno de tostion se halla en la parte de delante; por esta se opera la manipulacion del mineral por medio de instrumentos largos de hierro que para manejarlos bien descansan sobre un cilindro de hierro que rueda sobre su eje y está colocado en la misma abertura del horno.

Los instrumentos que emplea el obrero son

1.° El rastro y el urgon de hierro.

2.° La pala para remover.

3.° La cuchara para sacar el líquido fundido.

El fuego se produce por medio del carbon de tierra.

Cuando se quiere empezar la tostion el obrero encargado de este trabajo hace descender sobre el suelo de la sala de mezcla, por el conducto descrito anteriormente, el monton de mineral destinado para el horno. Le estiende con mucha igualdad, y quebranta los cuajarones del mineral que se forman por la accion del calor. Desde luego se tiene cuidado de producir un fuego bastante vivo en el fogon, á fin de que el mineral se seque y la sal marina decrepite, mientras que un obrero revuelve enteramente la masa con el rastro de hierro; este periodo se llama principio de la tostion.

Cuando se advierte que el mineral se empieza á inflamar, lo que se verifica ordinariamente al cabo de una hora, y cuya inflamacion es debida al azufre del sulfuro de hierro que contiene y que le hace inflarse, se disminuye el fuego; entonces es cuando toda la masa se enrogece por sí misma y parece un fluido; cuando esto sucede se dice que el mineral se azufra.

Durante este tiempo es necesario remover continuamente

el mineral, á fin de impedir el que se formen cuajarones. Entonces se verifican las combinaciones: el azufre de la piritas se oxida, se forma ácido sulfuroso y ácido sulfúrico; este último descompone á la sal marina en forma de sulfato de sosa; el cloro de esta sal descompuesta se une á la plata y origina un cloruro de este metal. Ademas de esto, se forma óxido y sulfato de hierro, y óxido y sulfato de cobre. El mineral tostado contiene por otra parte unas materias terrosas inalterables. El tercero y último periodo empieza cuando el mineral se enfria en la superficie y el olor gas sulfuroso disminuye poco á poco.

En esta operacion, la totalidad ó cuando menos las 0,85 de plata contenidas en el mineral, se convierten en cloruro de plata. Si se tuesta el mineral sin adicion de sal marina, se encontrará solo la mitad de la plata convertida en sulfato de plata.

Se calienta de nuevo removiendo muchas veces el mineral; se desprende un vapor verdoso que tira á gris y que tiene un olor de cloro. Si practicando el ensayo en una cuchara de hierro no se advierte el olor del azufre, pero si el de cloro, será señal que la tostion se halla terminada. Seis horas bastan para tostar convenientemente un monton de mineral de 4 y 1|2 quintales. Es evidente que cuantos menos cuajarones presente el mineral tostado y mas uniforme sea su color moreno, mejor tostado estará.

El mineral enrogecido todavia se estrae del horno por medio de un instrumento á propósito.

Se le carga en una caja de hierro y se le conduce á un pavimento construido espresamente y alli se enfria.

Las cámaras de condensacion se limpian cada cinco meses. Entonces se encuentran sobre cada horno de tostion,

5 quintales al poco mas ó menos de polvo fino de mineral que producen 2 onzas ó 2 y 1[2 de plata por quintal : este último se tuesta de nuevo con una cantidad igual de mineral bruto y 10 por 100 de sal marina.

Los polvos y las cenizas que se desprenden durante la tostion contiene

	Polvos.	
Mercurio pulverulento....	90	5
Hollin.....................	0	10
Arsénico..................	9	0
Acido arsenioso..........	0	85
Plata......................	0,143	0,72
	99,143	100,72

La tostion se verifica sin interrupcion dia y noche, y para tostar 100 quintales de mineral, son necesarios de 48 á 50 quintales de ulla.

En el taller de amalgamacion hay catorce hornos de tostion.

2620. *Cribado del mineral tostado.* Sea cualquiera el cuidado que se ponga en la operacion de tostar, no se puede evitar la formacion de algunos cuajarones de mineral que han escapado á la tostion; es necesario separarlos del mineral fino y tostarlos de nuevo.

Para este efecto, el mineral tostado y frio se carga en las cajas y se le sube á mano al piso tercero donde se encuentran dos pasaderas movibles contenidas en una caja comun. El mineral se echa sobre unas cribas bastante anchas para separar las partes mas sólidas de los despojos del suelo. Estas partes se quebrantan por medio de un martillo y se

tuestan de nuevo mezclando con ellos un 2 por 100 de sal marina.

El mineral tostado se pasa al través de la pasadera ó zarzo, y desciende por unos tubos al segundo piso sobre las máquinas de cribar que se encuentran allí. Estas son unas grandes cajas de madera en las cuales se mueven alternativamente y en sentido contrario dos cribas de alumbre de hierro. Cada una de estas cribas tienen dos separaciones de las cuales una es mas fina que la otra; el mineral se encuentra por este medio dividido, en mineral fino, mediano y grueso. Esta operacion es muy necesaria, porque de esta suerte se deja moler cada clase con mayor facilidad separadamente, y porque el mineral grueso que no está bien tostado, se tuesta de nuevo con los pedazos mas sólidos añadiendo á ellos igualmente 2 por 100 de sal.

Por 100 quintales de mineral tostado se obtienen al poco mas ó menos, pasándolo y cribándolo, 2 quintales de mineral grueso, 9 á 10 de mediano, y de 87 á 88 quintales de fino. Se necesitan ocho horas para cribar 100 quintales de mineral. Hay dos cámaras de cribar y en cada una dos artesas con sus tamices.

2621. *Molienda del mineral cribado.* Para reducir el mineral á un polvo tan fino cuanto sea posible, se le somete á la última operacion preparatoria, es decir, á la molienda. Cuanto mayor es la exactitud con que se ejecuta esta operacion, mejor se deja amalgamar el mineral.

Los molinos estan colocados inmediatamente debajo de las cámaras de cribar que estan construidas como los molinos ordinarios de arina, sin otra diferencia que la de ser en estos las muelas de granito

Cuando se quiere dar principio á la molienda, se hace

descender el mineral fino y el mediano separadamente, por unos tubos á las cámaras del molino, á donde caen sobre unas grandes cajas, de las cuales se les hace pasar segun conviene bajo las muelas que los reducen al estado de harina muy fina; la harina del mineral que no pasa por el cedazo se muele segunda vez.

En los talleres de amalgamacion hay catorce muelas que en diez y seis horas preparan toda la harina necesaria diariamente para la amalgamacion.

2622. *Amalgamacion*. Con el mineral fino, se llenan dos cajas que contiene cada una un quintal; estas se elevan al segundo piso y de allí se trasportan al granero de rellenar.

En este granero se hallan veinte cajas que puede contener cada una diez quintales de mineral. Debajo de este granero, se encuentra inmediatamente la sala de amalgamacion en la cual se mueven orizontalmente al rededor de su eje por medio de una rueda hidráulica, veinte toneles de madera, armados muy sólidamente con aros de hierro. Cada tonel tiene un conducto para llenarle, que se cierra fuertemente por medio de un tornillo de hierro. Estos toneles pesan 14 quintales cada uno. Todos se pueden poner en movimiento ó detenerse por una pala, y cada uno se puede detener separadamente quitando uno de los soportes de la armadura, por medio de un tornillo. Cada tonel tiene en el granero encima de la sala de amalgamacion su caja separada, de la cual desciende el mineral por medio de un tubo de cuero.

En un tonel se ponen para cada carga

10 quintales de mineral molido

3 á 5 y 1/2 de agua

60 á 70 libras de pequeñas placas de hierro forjado.

El agua se añade á fin de mezclarla con la harina, para

formar una masa pastosa que suministra al mercurio el medio de esparcirse en todos sentidos. Es necesario no añadir demasiada cantidad ni tampoco una cantidad muy pequeña, por miedo que el mercurio no tome su direccion hácia el borde del tonel, lo que impediria el penetrar en la masa suficientemente.

Las placas de hierro sirven para descomponer el cloruro de plata formado durante la tostion; siendo mayor la afinidad del cloro con el hierro que con la plata, pasa esta última al estado metálico y se une al mercurio. Encima de cada tonel hay un vaso de plomo que puede contener 3 quintales de agua. Estos vasos se llenan por medio de un tubo general y se hace correr desde luego al tonel la cantidad de agua necesaria.

En seguida se pasa á cargar el mineral. Para este efecto se coloca un embudo sobre el tonel, y se hacen descender por él los 10 quintales de mineral que estan en la caja que hay colocada encima.

Practicado esto se cierra el tonel y se pone en movimiento durante una hora antes de introducir el mercurio, á fin de que el agua y el mineral se mezclen suficientemente uno con otro. De tiempo en tiempo, se examina si la masa tiene ó no la consistencia necesaria, y si es preciso añadir agua ó mineral. Concluida esta operacion se añade el mercurio. Al lado de la sala de amalgamacion, se hallan dos vasos de fundicion de hierro que contiene cada uno 5 quintales de mercurio; de cada vaso sale un tubo de hierro que pasa por entre dos filas de toneles. El mercurio pasa de este tubo á los toneles por medio de otro tubo mas pequeño y de un embudo que hay sobre cada tonel. Cada vaso suministra mercurio á 10 toneles.

El tonel se cierra cuidadosamente por medio del tornillo, y se le pone en movimiento de manera que produzca diez y nueve á veinte vueltas sobre su eje á cada minuto.

Es necesario observar de tiempo en tiempo si la masa tiene la consistencia que se requiere, porque durante la operacion se pone un poco líquida y se calienta en general hasta los 40 á 50 grados.

El trabajo de la amalgamacion se verifica á la temperatura ordinaria. Muy bien podria avivarse elevando artificialmente la temperatura de la mezcla; pero por los ensayos que se han practicado con este objeto en 1827, se ha observado que resultaba una pérdida de mercurio ocho ó diez veces mayor que por el metodo ordinario. Se sabe efectivamente que el mercurio puede pasar al estado de protóxido por el concurso del aire húmedo, y una division muy grande, sobre todo si la temperatura está elevada. Esto ha hecho renunciar á todo cambio en este sentido.

Mientras los toneles estan en movimiento lo que dura 16 á 18 horas, se verifican las reacciones químicas; el cloruro de plata se descompone por el hierro, la plata reducida se amalgama con el mercurio, al mismo tiempo que el cobre contenido en los minerales se combina con el mercurio tambien.

Los principales productos que se forman durante esta operacion, son el mercurio combinado con la plata y los resíduos propiamente dichos, que no son otra cosa que una mezcla de masas terrosas de cloruro de hierro, de sulfato de sosa, de sal marina, de agua, etc. Para reconocer si estos resíduos estan privados de plata se procede al ensayo.

Para esto se saca con una cuchara del centro de cada tonel, una parte de la masa y se echa en un plano profundo y allí se

deslie con agua. Los glóbulos de la amalgama se depositan y en seguida se separan con el mayor cuidado posible de los resíduos. Estos se hacen secar y el ensayador de la amalgamacion los ensaya para ver cual es la cantidad de plata que contiene. Cuando tienen uno por 3500 ó por 4000 de materia, se dice que la amalgamacion ha salido bien, y se procede á la operacion siguiente.

Se llenan los toneles de agua para que el mercurio pueda reunirse; se les da vuelta con lentitud durante una hora, despues se los detiene y se hace correr la amalgama por medio de una llave de madera, á un canal de cuero que vierte sobre una reguera de madera. Desde esta reguera se la hace correr por unos tubos de madera igualmente, á la cámara de amalgama.

La amalgama líquida obtenida de este modo contiene un gran esceso de mercurio que se puede separar con facilidad. Para esto se le pasa al través de unos sacos de terliz suspendidos sobre unas pilas de piedra; el mercurio se cuela en gran parte y queda en el saco una amalgama sólida que se conoce bajo el nombre de *amalgama seca*. La plata queda concentrada en este último producto.

La amalgama preparada de este modo contiene

Mercurio....................	82,35
Plata y otros metales.......	17,65
	100,00

El mercurio que pasa al través de los sacos contiene todavia plata, por lo cual se reserva en la pila de piedra hasta la próxima amalgamacion; entonces por medio de un

cubo se le sube á la cámara de cargar el mercurio que está cerca de la sala de amalgamacion.

De los resíduos de los toneles se estraen por medio de una gran reguera, de la cual pasan por unos tubos, á las cubas de lavar que estan situadas inmediatamente debajo de la sala de amalgamacion. El lavado de estos resíduos para obtener el mercurio, ó mas bien la amalgama que se encuentra en ellos diseminada mecánicamente, se hace en unas mismas cubas.

Los lodos que dejan estos lavados contienen segun M. Berthier

Productos insolubles en los ácidos.	44,6
Peróxido de hierro......................	38,0
Sulfato de alumina y de cal...........	1,8
Oxido de cobre..........................	1,0
Oxido de plomo..........................	2,8
Sales solubles en el agua.............	10,0
	98,2

Estos lodos no producen por el ensayo sino 0,0002 de plata lo que demuestra toda la perfeccion del método empleado.

La molienda anticipada de los minerales ocasiona un gasto bastante grande que se ha tratado de evitar sacando partido del movimiento que es necesario imprimir á los toneles de amalgamacion. Se concibe efectivamente, que esta pulverizacion puede obtenerse introduciendo unas barras de hierro en los toneles y cargando estos con mineral tamizado y tostado, como de ordinario. Los ensayos en grande pueden

solamente hacer conocer las ventajas y los inconvenientes de esta modificacion que por lo demas es muy racional.

2623. *Destilacion de la amalgama:* La amalgama obtenida, se somete á la destilacion en la cámara destilatoria que está abovedada. Esta operacion deja mucho que desear. Se hace por una verdadera destilacion *por descenso*, por un procedimiento intermitente que debe ocasionar una pérdida de combustible y de trabajo muy fáciles de evitar. Esta destilacion se practica debajo de unas campanas largas de fundicion de hierro colocadas sobre un tres-pies, en medio del cual se eleva una espiga de hierro que entra en la campana. Sobre esta espiga se colocan tres platos de hierro rebordados ó sean planos destilatorios, unos encima de otros, en los cuales se coloca la amalgama. El tres-pies está colocado en una cuba de hierro que reposa sobre una caja de madera muy gruesa y llena de agua.

El fogon del horno consiste en una placa de hierro al través de la cual pasa el vaso destilatorio que llega hasta la cuba llena de agua.

El horno es redondo y está cubierto por la parte de arriba; por delante se cierra con una puerta de hierro.

Para efectuar la destilacion, se coloca sobre los planos cierta cantidad de amalgama en bolas; 5 quintales por lo regular para cada horno. El plano inferior es el mayor, á fin de que si se vierten algunas partes de amalgama pueda recibirlas.

Cuando todo está colocado de este modo se hace descender por medio de una cadena la campana destilatoria sobre el tres-pies; esta campana se rodea con un haro de hierro y se hace descansar sobre el fondo del horno, para que cuando se encienda el horno no caiga combustible en la caja que

está debajo. En seguida se calienta el horno con turba, se cierra la puerta y enloda por su parte interior con tierra gredosa, y se introduce la turba hasta llenar el horno completamente. La campana destilatoria se enrogece y el mercurio se volatiliza; pero no pudiendo salir sus vapores de la campana, se condensa en la caja llena de agua. Cuando el silvido de las gotas de mercurio que caen al agua ha cesado, lo que se verifica al cabo de siete ú ocho horas, la operacion se encuentra determinada.

Al momento que la campana se ha enfriado se la eleva: se quitan los platos que se hallan cargados de un resíduo metálico poroso en forma de racimos; se retira la caja de madera que está debajo del fogon, se hace salir al agua que contiene, se enjuga el mercurio por medio de una esponja y se vierte en la pila de piedra de la cámara de amalgamar para servirse de él en otra ocasion.

Si el calor que se ha empleado en esta operacion no ha sido demasiado grande, y la campana destilatoria no se desgracia formándose alguna hendidura, la pérdida de mercucurio será insignificante.

La aleacion que proviene de la destilacion de la amalgama contiene

Plata.............	69,00
Cobre............	28,20
Plomo	0,73
Niquel...........	0,34
Arsénico.........	0,40
Antimonio.......	0,30
Mercurio.........	0,20
	99,17

La proporcion de cobre no es constante en esta aleacion, y se observa que la que proviene de la amalgama que corre inmediatamente de los toneles es menos cobriza que la que proviene de lavar los lodos. Véase su análisis

	Aleacion de la amalgama de los toneles.	Aleacion de la amalgama de los lodos.
Plata.......	83	33
Cobre......	17	67
	100	100

100 quintales de amalgama producen por término medio de 14 á 15 quintales de metal. Se llama metal á la plata mezclada con cobre y demas que se estrae de esta manera.

Para destilar 5 quintales de amalgama, se emplean 70 pies cúbicos de turba, y 14 pies cúbicos de carbon de leña.

Se sabe por esperiencia que la misma campana puede servir por término medio para 230 operaciones.

2624. *Fundicion del metal de amalgamacion.* La plata que ha quedado por resíduo sobre los planos destilatorios, no posee una riqueza uniforme; para probarlo exactamente, se acostumbra á fundir estas masas en unos grandes crisoles de plombagina y siempre 2 quintales á la vez. El metal se vierte desde estos crisoles á unas pilas redondas de hierro que contienen cada una de 20 á 25 libras: al mismo tiempo se granula en el agua una pequeña cantidad de esta plata.

El ensayador de amalgamacion practica muchos ensayos con estos granos en la copela, para saber cuanta plata fina por marco contiene esta plata fundida; ordinariamente se halla que contiene sobre 60 á 75 por 100.

La plata amoldada en ricles, se limpia por medio de una brocha de alambre de hierro, y pasa á la casa de la moneda de Dresde.

El metal que se obtenia de esta manera hasta el año de 1826 se refinaba con el plomo de obra, y la plata de la primera afinacion, se volvia á refinar todavia una vez sobre las copelas hasta que se habia obtenido una cantidad de plata que ascendia á 0,985.

En 1827 se trató de separar el cobre de la plata de amalgamacion por medio del ácido sulfúrico, haciéndola enrojecer primeramente en un horno de reberbero para oxidar el cobre, y poniendo en digestion el metal enrojecido en el ácido sulfúrico destilado y puesto en una caldera de plomo á una temperatura de 50 á 60 grados de Reaumur. En seguida se le fundia en unos crisoles para convertirle en rieles siguiendo el método ordinario. El resultado contenia 0,970 de plata fina. Este procedimiento lo estudiaremos en otro capítulo.

Los resultados que se obtenian eran ventajosos: sin embargo, se abandonó este método y se ha seguido hasta el presente el de fundir tres veces repetidas la plata y la amalgamacion enrojecida primeramente al contacto del aire. En esta operacion se oxidan y separan en escorias una parte de las sustancias accesorias. La plata cobriza obtenida por este medio, solo contiene 0,750 de plata fina; pero como puede emplearse en la moneda como metal de aleacion, se paga un poco mas.

El taller de amalgamacion de Halsbrucke, reporta cada año al poco mas ó menos 150 quintales de plata de 60000 quintales de mineral. Los hornos que se emplean para la fundicion de la plata bruta, estan provistos de cámaras de

condensacion, en las cuales se hallan unos polvos metálicos que contienen

Carbon	41,32
Cenizas	29,20
Plata	18,10
Acido arsénico	2,45
Oxido de antimonio	2,00
Oxido de plomo	1,12
Oxido de cobre	1,00
Mercurio	1,70
Sales alcalinas	1,75
	98,64

2625. *Lavado de los resíduos.* Los resíduos se lavan para separar de ellos ciertas particulillas de amalgama argentífera y cobriza que contienen. Para esto se retira la masa de los toneles, se pone en las cubas de lavar y se diluye con agua de modo que las partículas de amalgama caigan al fondo. Para acelerar la caida, se remueve constantemente la masa con un rastro de hierro. Cuando se quiere ver si la parte superior del depósito está enteramente privada de mercurio, hay en cada cuba unos agugeros cerrados por unas camillas de madera. Despues de un movimiento de algunas horas, se abre la camilla superior y se hacen salir una parte de estos resíduos para ensayarlos. Si no se advierten ya glóbulos de mercurio, se tira la parte superior de estos resíduos hasta la altura de esta primera canilla. En seguida se abre la segunda y se procede del mismo modo hasta la última; la amalgama ordinariamente muy cobriza queda en el

fondo de la cuba. Este resíduo se estrae todos los meses y contiene por lo regular 0,88 de cobre y 0,7 ó 0,9 de plata. Este resultado medio del trabajo en grande demuestra, que el análisis citado anteriormente, se ha efectuado sobre una aleacion mas rica que la mediana. El tratamiento que se sigue para estraer la plata de estos resíduos, es como el de la amalgama ordinaria.

El agua de amalgamacion que contiene todas las sales solubles que se han producido en la tostion y amalgamacion propiamente dicha, se compone de

Sulfato de sosa..........	6,9
Sal marina..............	1,9
Cloruro de magnesio....	0,9
Id. de manganeso......	3,6
Agua.	86,7
	100,0

Este licor, examinado por M. Berthier, habia sido sin duda despojado de las sales de hierro por la accion del aire; porque en los licores estraidos recientemente se encuentra mucho cloruro de hierro como se podia esperar.

Esta pretendida legía consiste, pues, en una disolucion de sulfato de sosa, de cloruro de hierro y de algunos centésimos de sal marina. Se le hace evaporar en unas calderas de plomo situadas en el taller de evaporacion que está cerca del de amalgamacion para estraer de ella la sal de Glauber. Esta sal se vende en el comercio bajo el nombre de sal de amalgamacion (quicksalz), ya sea para las vidrierías, ya para la fabricacion de la sosa. Se hacen evaporar de 107 quin-

tales á 214 de esta legía. Se clarifica y se obtienen por clarificacion 6 quintales de sal de amalgamacion.

Las aguas madres se saturan en el estío con cal viva, que produce sulfato de cal que se precipita con el óxido de hierro, de tal suerte, que el licor pasa enteramente al estado de una papilla espesa. Esta masa se seca al aire libre sobre unos pavimentos dispuestos á propósito; despues se pulveriza y pasa por un tamiz. Se vende bajo el nombre de sal de abono de Halsbrücke para las necesidades de la agricultura. La fábrica produce anualmente mas de 3000 quintales de esta sustancia.

Para completar esta esposicion seria necesario dar aqui una tabla del movimiento y de los gastos de la fábrica; pero preferimos colocar la masa delante á fin de compararla con los documentos de la misma especie relativos á los otros procedimientos.

Amalgamacion americana.

2626. La masa de plata que se estrae de las fábricas de Europa es tan pequeña. comparativamente con la que se estrae de las minas de América, que se ha mirado siempre el método americano como el mas digno de la atencion de los metalurgistas. Desgraciadamente unos datos demasiado vagos y aun inexactos han inducido largo tiempo á error á los que han querido penetrar el misterio. Pero no sucede lo mismo en la actualidad. Unas relaciones dignas de confianza y esperimentos practicados con exactitud, han fijado la opinion sobre el mérito de un método que ha introducido en el comercio tanta cantidad de plata.

La amalgamacion americana no era conocida antes de la conquista de la América. Fue descubierta en 1561 por Her-

nando de Velasco que la introdujo en el Perú. Poco tiempo despues se propusieron dos modificaciones que no fueron generalmente adoptadas. Una consiste en introducir hierro en la masa que se habia de amalgamar, como se practicó mucho tiempo despues en Freyberg; la otra tiene por objeto el acelerar la operacion haciendo la amalgama en caliente. La primera modificacion tiende á economizar el mercurio; la segunda á aumentar su consumo; ambas serán apreciadas mas adelante. Antes del viaje de M. de Humboldt se creia en Europa que el procedimiento debido á la perseverancia del baron de Born, y cuya concepcion y ejecucion anuncian una rara habilidad, debia reemplazar un dia al método americano.

No ha sucedido asi; sin embargo, podria muy bien realizarse lo contrario. Hay efectivamente una tendencia en trasportar en la actualidad á Europa el método americano, mientras que han sido supérfluos todos los esfuerzos para aclimatar en América el procedimiento europeo.

En América se aplica el procedimiento de amalgamacion á los minerales mas pobres que los de Freyberg. Las minas estan generalmente situadas á una gran altura, y se hallan privadas de medios fáciles de comunicacion; por último, el combustible solo se obtiene en ellas por medio de unos gastos considerables. Para semejantes localidades era necesario un método que permitiera la estraccion de la plata por todas partes donde pudiera llegar un mulo cargado de mercurio. Este dificil problema es el que los amalgamadores americanos han resuelto á fuerza de constancia y esperiencia. No es un método *á priori* el que ellos han imaginado, sino un método rutinario cuya teoría no se ha podido desentrañar hasta estos últimos tiempos con los recursos de la química mas

delicada. Pero este método es suficiente en la mayor parte de los casos para una esplotacion casi irreprochable de los minerales, y si algunas veces parece defectuoso, es necesario culpar mas bien á la poca sagacidad de los que le practican que al método mismo.

M. Bonssingault nos ha dado una descripcion que difiere por algunos detalles importantes de las ya publicadas por otros viajeros menos versados que él en la práctica de las artes metalúrgicas.

2627. Véase el resúmen de esta descripcion.

Los minerales que se destinan á la amalgamacion se pasan por el bocarte en seco sin lavarlos anticipadamente; en seguida se muelen con el agua en una máquina llamada *arrastre* hasta que se encuentren reducidos á un grado de finura muy grande; esta condicion es indispensable. El arrastre consiste en un macizo de fábrica circular de 1 pie á 18 pulgadas de altura sobre 12 pies de diámetro. Este macizo está rodeado de dogas de madera, cuya longitud escede cerca de 1 pie á la altura de la fábrica, de modo que forma una especie de tonel de un gran diámetro y de pequeña profundidad. El fondo de este tonel está pavimentado con piedras duras. En el centro se eleva un arbol vertical que descansa y puede dar vueltas sobre un tejuelo de hierro encajado en el suelo. Este arbol está atravesado por dos piezas de madera que se cruzan en ángulo recto formando de esta manera cuatro brazos que arrastra cada uno de ellos un pedazo grueso de piedra fijada por dos correas. Esta cruz está situada á 2 pies de altura del barril. Las piedras estan dispuestas de tal manera, que cada punto de la superficie del fondo del barril se encuentran sucesivamente sometidas á su accion.

Este método de moler es enteramente semejante al que

usan los ingleses para las materias que emplean en la fabricacion de sus porcelanas. Existe de tres años á esta parte un aparato del mismo género en la manufactura de Sévres.

El mineral despues de pasado por el bocarte se pone en los arrastres con la cantidad de agua necesaria; la molienda de 6 á 8 quintales dura veinte y cuatro horas; el obrero que está encargado de esta operacion moja de tiempo en tiempo el mineral para conservarle en el grado de fluidez conveniente, que es el de un lodo muy líquido. Terminada la molienda se separa del arrastre y se le deposita en un sitio dispuesto de manera que favorezca su desecacion. Cuando los lodos metálicos han adquirido una consistencia conveniente, se pasan al trabajo del *patio*.

El patio es un espacio cuyo suelo está pavimentado con baldosas de piedra, y ligeramente inclinado para que puedan correr las aguas de lluvia.

Cuando los lodos metálicos deben patinarse por los hombres, se forman unos montones de 15 á 20 quintales. Si son los caballos los que han de patear ó hacer este trabajo, se disponen unas tortas que contienen desde 800 á 1200 quintales de mineral. Dispuesto en el patio el mineral se halla pronto para recibir la sal, el magistral y el mercurio, cuyos ingredientes se deben añadir sucesivamente.

La dosis de sal marina varía de 1 á 5 por 100 segun la pureza de la sal y la naturaleza del mineral. La superficie de la torta se salpica con sal, y se hacen marchar sobre la masa unos cuantos caballos durante seis á ocho horas para verificar una mezcla completa. Despues que la torta ha recibido la sal se abandona á sí misma durante muchos dias; entonces se la añade el magistral y el mercurio. La eleccion de un buen magistral es un punto muy importante en la

amalgamacion. Este se prepara ordinariamente tostando en un horno la pirita cobriza en polvo. Cuando esta se encuentra bien encendida se cierran todas las aberturas y se le deja enfriar hasta el dia siguiente. M. Bonssingault ha reconocido por el análisis en un buen magistral 0,10 de sulfato de cobre. Cuando no se puede obtener la pirita de cobre se queman piritas de hierro mezcladas con cobre metálico ó con un mineral cualquiera de cobre. Por último, hay algunas localidades en que es necesario preparar el magistral con piritas de hierro únicamente por falta de disposicion. En este caso se obtiene un producto de mala calidad, y debe emplearse en una dosis mucho mas crecida que la del mineral cobrizo segun M. Bonssingault; parece que está admitido en la actualidad por todas partes, que para obtener un buen éxito en la amalgamacion es necesario emplear un magistral suficientemente rico en sulfato de cobre. Añade ademas, que en ciertos establecimientos donde no se pueden obtener materias cobrizas, prefieren comprar directamente el sulfato de cobre de Europa.

La proporcion de magistral varía desde media á una libra por quintal de mineral. Luego que se añade el magistral es necesario hacer marchar los caballos sobre la masa para repartirle por toda ella, y en seguida se procede á la incorporacion del mercurio.

La dosis de mercurio está en relacion con la plata que contiene el mineral; se necesita un peso séstuplo del de la plata que se ha de estraer. El mercurio se divide en tres montones que se introducen en tres épocas diferentes de la operacion. Despues de la adicion del primer monton se hacen trabajar los caballos durante seis horas para dividir cuanto sea posible el mercurio y el magistral en la masa que

se ha de amalgamar. Al dia siguiente el amalgamador examina el mineral, haciendo un ensayo en la artesilla para reconocer el aspecto del mercurio. Por este exámen juzga si la operacion marcha bien ó no. La superficie del mercurio está ligeramente agrisada y como sin brillo, y este metal puede reunirse fácilmente en un solo glóbulo cuando la operacion ha estado bien hecha. Por el contrario, el mercurio se presenta demasiado dividido, de un color gris subido, y ensucia el agua con que se le frota cuando tiene demasiado magistral; entonces es necesario añadirle cal viva. En el caso contrario se añade el magistral.

Este primer monton de mercurio se cambia en 10, 15, 20 dias ó mas, en limadura ó amalgama de plata casi sólida, brillante y tan dividida, que podria tenerse por limadura de plata; entonces se le añade el segundo tercio del mercurio; se procede á una trituracion, despues de la cual se deja la masa en reposo durante muchos dias; en seguida se la tritura de nuevo. Cuando la temperatura del aire se sostiene á 20 grados del centígrado sobre 0, son suficientes ocho dias y dos ó tres trituraciones para que el nuevo mercurio se cambie en amalgama casi sólida.

Cuando la amalgamacion se ha terminado, lo que no sucede algunas veces hasta dos ó tres meses, se añade el tercer monton de mercurio y se hace trabajar á los caballos durante dos horas. Esta última adicion de mercurio se llama el baño; tiene por objeto el liquidar y reunir la amalgama, lo cual facilita la operacion del lavado. Despues de haber recibido el baño se conduce al lavadero el mineral amalgamado.

El lavado de los lodos metálicos se ejecuta en unas grandes cubas. A la distancia de algunas pulgadas sobre el fondo

de las cubas se practican dos agujeros cerrados por medio de unas canillas; uno de estos agujeros tiene 3 pulgadas de diámetro, y el otro un diámetro de 3[4 de pulgada. Al principio del lavado los molinetes de las cubas se mueven con una gran velocidad para agitar fuertemente los lodos metálicos que contienen. Esta velocidad se detiene bien pronto y se estraen por la pequeña abertura los lodos que estan suspendidos en el agua para examinar si contienen mercurio todavia; si ya no le contienen se abre la canilla grande para hacerlos salir lo mas prontamente posible. El mercurio cargado de plata se recoge, se filtra al través de los sacos de cutí, y la amalgama sólida es conducida á las fábricas de destilacion.

2628. Tal es la práctica del procedimiento de amalgamacion americana: véamos ahora cual es su teoría.

Sonneschmidt habia hecho ya en otro tiempo numerosos ensayos de los cuales hubiéramos sacado unas nociones teóricas sobre el procedimiento que acabamos de describir. M. Karsten ha reproducido últimamente unos resultados análogos y ha dado una teoría de este procedimiento, que los esperimentos practicados en América por M. Bonssingault confirman bajo muchos aspectos, y convienen en los puntos mas esenciales.

Las materias puestas en contacto en el procedimiento americano son el mineral, el sulfato de cobre, la sal marina y el mercurio.

M. Bonssingault ha hecho constar desde luego, por esperiencia, que la mezcla de sulfato de cobre y de sal marina producen en frio sulfato de sosa y bicloruro de cobre. Asi entre el mineral, el bicloruro de cobre, la sal marina y el mercurio, pasan las reacciones que se tratan de esplicar.

Muchos cuerpos tienen la propiedad de robar al biclorú-

ro de cobre la mitad de su cloro para hacerle pasar al estado de cloruro. La plata y los metales de las cinco primeras secciones, se hallan en este caso. Este es el fondo de las teorías propuestas por M. Karsten para esplicar el problema que nos ocupa. Pero habiendo hecho ver este químico que el sulfuro de plata no obra sobre el bicloruro de cobre, era necesario esplicar el por qué el sulfuro de plata es atacado en los trabajos en grande. M. Karsten no habia demostrado esta reaccion y solo se habia contentado con suponerla.

M. Boussingault prueba por esperiencia que el sulfuro de plata es atacado por el bicloruro de cobre, con tal que se halle en presencia de un gran esceso de sal marina, cuya circunstancia se realiza siempre en los trabajos en grande. Se forma por esta reaccion cloruro de plata, sulfuro de cobre, sulfuro libre y protocloruro de cobre. El cloruro de plata y el protocloruro de cobre se disuelven en el esceso de sal marina. La tendencia de estos dos cloruros á unirse con la sal marina, es sin duda la que determina la reaccion.

Sentado esto, la esplicacion del procedimiento es muy fácil.

1.° El mineral mezclado con sal marina y sulfato de cobre, representa una mezcla de bicloruro de cobre, de sal marina en esceso y de mineral de plata.

2.° Esta mezcla contiene bien pronto cloruro de plata disuelto en la sal marina, sin esceso de otra materia, siempre que la operacion esté bien ejecutada. Cuando hay un esceso de mineral se añade sulfato de cobre ó *magistral*. Cuando hay un esceso de sales cobrizas, se añade cal para destruirlas.

La presencia de las sales cobrizas en esceso seria funesta porque convertiria al mercurio en pura pérdida, en clo-

ruro de mercurio, y haria pasar la plata al estado cloruro de este metal.

3.° Por último, añadido el mercurio á la mezcla, convierte el cloruro de plata en cloruro de mercurio y en amalgama de plata. Esta conversion se facilita por el estado de disolucion en que se halla el cloruro de plata que se disuelve sucesivamente á favor del esceso de sal marina.

2629. M. Bonssingault propone el separar con mayor claridad estas operaciones, que deja un poco confusas el método americano. Seria mas conveniente segun este químico, que concluida la accion de las sales cobrizas se redujera el cloruro de plata por el hierro antes de añadir el mercurio; y que este último metal no fuera añadido hasta el fin de la operacion para reunir la plata que hubiera quedado libre.

Esta modificacion propuesta ya y ejecutada de diversos modos, no ha sido generalmente adoptada. Esto consiste tal vez, en alguna falta cometida, relativamente á la época que es necesario elegir para que la aplicacion del hierro sea la mas conveniente al éxito de la operacion.

M. Bonssingault considera al sulfato ó mas bien al bicloruro de cobre como el magistral por escelencia. El percloruro de hierro le parece mucho menos á propósito para este uso, pero conviene en que no es imposible servirse de él. El percloruro de hierro juega el mismo papel que el bicloruro de cobre, en todos estos fenómenos. M. Pentland ha tenido ocasion de visitar en América las fábricas de amalgamacion donde emplean un magistral ferruginoso exento de cobre, pero en la relacion de todos los viageros son raros semejantes ejemplos.

Nosotros hemos querido fijar mas particularmente la atencion sobre los principios generales y sobre los hechos

mas esenciales de la operacion sin entrar en una discusion que llegaria á ser demasiado minuciosa. En esta operacion tan larga y donde tantos y tan diversos elementos se encuentran reunidos, se verifican sin duda muchos fenómenos accidentales; pero en este momento solo consideraremos los que determinan la pérdida del mercurio que algunas veces puede pasar con mucho de la cantidad que seria necesaria para la conversion del cloruro de plata en cloruro de mercurio.

Hace mas de veinte años que M. Humboldt imaginó el papel que debian juzgar en esta operacion las corrientes eléctricas escitadas por el contacto de las materias metálicas tan diversas y favorecidas por un conductor húmedo tan escelente como es el agua salada. Los esperimentos de M. Becquerel prueban lo suficiente, que esta no es una vana suposicion.

2630. Los detalles del procedimiento de la amalgamacion americana pueden ahora estudiarse con la esperanza de un éxito casi seguro. Este procedimiento reposa sobre una escelente base, puesto que sin combustible y con el menos trabajo posible se tratan unos minerales tan pobres que por los otros métodos seria imposible beneficiar con ventaja. Falta asegurar mejor la estraccion constante y completa de la plata y sobre todo prevenir la pérdida de mercurio. Proust y otros muchos químicos despues, han llamado la atencion sobre esta pérdida que absorve cada año segun M. Humboldt, cerca de 25000 quintales de mercurio, es decir, las dos terceras partes del mercurio que producen anualmente las minas conocidas. Reduciendo esta pérdida, no solo se tendrá la ventaja de economizar este metal, sino tambien la de aumentar la produccion de plata; porque las minas de plata del Nuevo-Mundo son tan estensas que su esplotacion se

arregla en gran parte por la cantidad de mercurio de que pueden disponer.

El análisis de los diversos productos del tratamiento considerados en las diversas épocas del trabajo seria muy útil y esparciria algunas luces sobre el estado en que se encuentra el mercurio que se pierde.

La pérdida del mercurio que se esperimenta en el procedimiento americano no puede apreciarse á *priori* de una manera cierta, á causa de la presencia de una cantidad variable de plata metálica en el mineral. Esta plata nativa debe amalgamarse sin consumir mercurio. En cuanto á la plata que se convierte desde luego en cloruro ó la que existe en este estado en el mineral es fácil advertir que para 100 partes de plata deben perderse 187 de mercurio suponiendo que este último metal pase al estado de protocloruro, lo que está conforme á la vez, con los resultados de la esperiencia y la teoría de las reacciones del mercurio. Se puede pues establecer que la pérdida mas considerable, no puede pasar de 187 de mercurio por 100 de plata, siempre que no intervengan otras causas.

Entre estas causas, hay algunas que podemos citar de una manera mas especial.

La primera reside en el imperfecto procedimiento que se emplea para la destilacion de la amalgama de plata sólida que queda en los sacos de tela. Esta amalgama sólida retiene todavia mercurio. Lo mismo que en Freyberg, se la destila *por descenso*, pero con unos aparatos mucho menos perfectos. Debe, pues, perderse una porcion de mercurio que se volatiliza y se sabe ademas que otra queda tambien en la plata que se obtiene. Esta última se pierde cuando se funde la plata para formar los rieles.

Los aparatos de Freyberg convienen poco para las esplotaciones americanas; las masas de amalgama que se destilan son demasiado considerables. Es fácil observar que el aparato puesto en uso para la fabricacion del gas de aceite podria introducirse con mucha facilidad y un éxito seguro en estas fábricas para la destilacion contínua de la amalgama. Entonces se obtendria á la vez, economía de trabajo y de combustible y economía de mercurio.

La segunda causa de pérdida resulta de la gran dificultad que se esperimenta para operar un lavado absoluto de las tierras amalgamadas. Unas particulillas de mercurio muy dividido y envueltas en una capa de aire, vienen á flotar siempre á la superficie del agua de los lavados y se confunden con las tierras que han sido arrastradas por el agua. Estas porciones de mercurio conocidas bajo el nombre de *lizes* son mas ó menos abundantes en las diversas operaciones. Es muy difícil fijar el valor preciso de la pérdida que resulta de ellas, pero esta pérdida es real y reconocida por todos los esplotadores.

Se coloca en tercer lugar la formacion de una cantidad variable de protóxido de mercurio, que se encuentra convertido inmediatamente en protocloruro por la presencia de la sal marina. La estremada division del mercurio, la presencia del agua, la del aire y la de la sal marina, son otras tantas causas que tienden á favorecer este fenómeno. Entre las circunstancias que pueden contribuir á su aumento de una manera perniciosa debe señalarse con particularidad cierta elevacion de temperatura. Por esto sobre todo la amalgamacion por medio del calor ofrecerá graves inconvenientes si no se practica en vasos de cobre, que preserven al mercurio.

Por último, la descomposicion química del cloruro de plata por el mercurio ocasiona por sí misma una pérdida inevitable que hemos fijado anteriormente en 187 de mercurio por 100 de plata. Esta pérdida es la que llaman *consumo* los esplotadores americanos y cuya necesidad han reconocido muy bien.

2631. No podemos menos de admirarnos verdaderamente cuando consideramos todas estas causas de pérdida, y advertimos en un procedimiento, cuyas manipulaciones son tan groseras en la apariencia, que la pérdida total de mercurio no ascienda por último sino á 130 ó 150 por 100 de plata. Algunos autores la fijan en 130, otros la hacen ascender á 200; pero esta última evaluacion está evidentemente exagerada, cuando se consideran las esplotaciones reunidas y solo pueden realizarse en casos particulares y probablemente sobre minerales exentos de plata nativa y de todo metal reductible.

Para convencerse de esto basta comparar las cifras de la produccion total de plata, con las del consumo total de mercurio. Fijando la primera en 16000 quintales por año y la segunda en 25000, se tiene el máximun de la pérdida del mercurio, porque la cifra de la plata no comprende las cantidades considerables de este metal que el contrabando hace salir de las fábricas sin pagar derecho. Asi puede decirse que en la reunion de esplotaciones esta pérdida no alcanza á 150 de mercurio por 100 de plata, pérdida enorme sin duda, en realidad pero muy débil, si se tienen en cuenta todas las causas que tienden á producirla y que no se han introducido en el cálculo.

Podemos ahora hacer algunas reflexiones sobre estos resultados, que deben aproximarse mucho á la verdad con tal que sea cierto el que la pérdida mayor de mercurio sea

de 200 por 100 de plata. El consumo real y que consiste en la conversion del cloruro de plata en cloruro de mercurio equivale al poco mas ó menos á 187; y el resto, es decir, 13 de mercurio por 100 de plata desaparecen por la oxidacion, malas lavaduras, por las destilaciones mal hechas y sin duda tambien, por la influencia accidental de un esceso de magistral. Será, pues, necesario concluir de esta aproximacion que en todas las operaciones hay una pérdida igual á 13 de mercurio por 100 de plata, y que el resto representa la porcion de mercurio que ha servido para poner la plata en libertad, por su reaccion química. Esta última cantidad será tanto menor cuanto mas rico en plata nativa sea el mineral.

2632. Sobre la totalidad del mercurio consumido, hay pues un décimo ó un dozavo que desaparecen por unas causas difíciles de corregir; en cuanto á lo restante se podrá volver á encontrar haciendo un uso conveniente del hierro metálico.

El empleo del hierro exigirá algunas precauciones. Adoptando la marcha tan razonable propuesta por M. Boussingault, faltará todavia que examinar las ventajas é inconvenientes que podrá ofrecer la reduccion del cloruro de cobre. Si el cobre puesto en libertad por el hierro no produgera ningun perjuicio sobre la amalgamacion, podria hacerse uso de un esceso de hierro. Si se hallara por el contrario ventajoso, el reducir el cloruro de plata solo, seria suficiente determinar con exactitud la cantidad de hierro y de introducir este en cerca de la mitad del peso de la plata que debiera estraerse.

El método inventado por Barba, presenta algunas ventajas en el empleo del hierro. Este método consiste en amalgamar la plata por medio del calor en unos vasos de cobre. En es-

te procedimiento es claro que el cobre sirve para reducir al cloruro de plata y al cloruro de mercurio. Pero este método tiene grandes inconvenientes, si el contacto del cobre se verifica antes que la plata se convierta en cloruro; porque entonces todo el efecto del magistral se dirigirá con preferencia sobre el cobre, que convirtiéndole en protocloruro de cobre puede anular toda su accion; será pues necesario tomar en el empleo de este método las precauciones ya indicadas para añadir el hierro á los ingredientes ordinarios de la amalgamacion. Pero no recomendaremos un procedimiento que está fundado en el empleo de un metal mucho mas caro y dotado de una accion mucho menos enérgica que la del mismo hierro.

Por el contrario se hallará alguna ventaja en estudiar con cuidado el método que reposa en el empleo de una amalgama de plomo. Es muy probable que si el mercurio empleado contiene un peso de plomo igual al de la plata que es necesario estraer, el plomo obrará quimicamente sobre los compuestos de plata para ponerla en libertad y se apoderará del cloro y del azufre con los cuales está combinada; el mercurio y la plata libres producirán la amalgama que se desea producir. Este método será ventajoso porque no cambiará en nada la marcha actual del procedimiento. Será fácil por otra parte el verificar de tiempo en tiempo el estado de la amalgama sosteniendo en ella un ligero esceso de plomo hasta concluir el trabajo para preservar el mercurio.

En estos últimos tiempos, se han propuesto otras modificaciones para el procedimiento primitivo. Observando M. Karsten que el percloruro de hierro es susceptible de jugar el mismo papel que el bicloruro de cobre, ha imaginado que su sustitucion al magistral ordinario ofrecería unas ven-

tajas seguras. Esta seria en efecto una materia menos costosa, pero es dudoso que su actividad sea tan grande como la del magistral cobrizo. Pero sea lo que quiera la preparacion de esta materia se hará fácilmente tratando el ácido hidroclórico impuro de las fábricas de sosa, por una mina de hierro hidratado fácil de encontrar en la mayor parte de las localidades. El empleo del percloruro de hierro deberá practicarse con las precauciones indicadas para el cloruro de cobre; los fenómenos serán los mismos.

M. Bonssingault ha repetido últimamente los antiguos esperimentos de Sonneschmidt, y ha quedado seguro de que el ácido hidroclórico por sí solo puede reemplazar á la vez al cloruro de cobre y á la sal marina. Este químico ha llegado á formar la amalgama poniéndole en contacto á la vez con el ácido hidroclórico y con el mercurio, lo que es muy fácil de comprender puesto que por el contacto del aire se ha debido formar proto-cloruro de mercurio que se descompone en seguida, formando sublimado corrosivo y mercurio. Esta es pues una disolucion de sublimado corrosivo en el ácido hidroclórico que ha reaccionado sobre el mineral. La plata se ha debido convertir en cloruro rápidamente y reducirse en seguida por la accion del mercurio. Muy bien podria esperarse una pérdida enorme de mercurio, y esto sucede efectivamente. El ácido hidroclórico mezclado con el percloruro de hierro ó el bicloruro de cobre debe constituir un escelente magistral. Si se empleara este medio seria necesario sin duda, como lo aconseja M. Bonssingault, destruir el ácido libre por la cal antes de proceder á la incorporacion del mercurio.

Todas estas modificaciones no tocan á la base del procedimiento americano. Hay una que jamás se ha ensayado en

grande y que tal vez mereceria muy bien la atencion. Esta modificacion está fundada en la propiedad que tiene el cloruro de plata de disolverse en el amoniaco. M. Rivero y M. Gmelin han propuesto uno y otro el sustituir este último agente al mercurio. Admitiendo que el efecto de un magistral bien preparado haya trasformado desde luego toda la plata en cloruro de plata, se concibe muy bien que el amoniaco deberá disolver á este último completamente y con rapidez. Difícil es darse cuenta de los gastos que podria ocasionar su empleo, pero puede creerse que serian poco considerables porque la orina podrida mezclada con la cal suministraria un licor amoniacal conveniente. Adoptando por otra parte un método sistemático de lavado, análogo al de los salitreros, se llegaria á obtener por una parte unos licores muy cargados de cloruro de plata y por otra unos resíduos impregnados de agua casi pura que apenas contendrian señales de amoniaco. El único obtáculo que presenta este método, consiste en la pérdida de amoniaco que esperimentarían los licores por causa de su esposicion inevitable al aire. Sin embargo, tomándolo todo en consideracion ofrece este método algunos cambios de éxito que merecen ensayarse.

2633. No concluiremos el procedimiento americano sin fijar un instante la atencion sobre la enorme masa de mercurio que este procedimiento ha hecho desaparecer. Proust la evalua en 3.000,000 de quintales y esta evaluacion no está ciertamente exagerada, puesto que en el estado actual de las cosas representa solamente el consumo durante un siglo de actividad en las fábricas americanas. Haciendo ascender esta pérdida á 6.000,000 de quintales que estariamos tal vez mas próximos á la verdad.

Basta enunciar cantidades tales que representan un ca-

pital de cerca de 2000.000,000 para hacer sentir toda la importancia del problema que deja por resolver el método de amalgamacion que se emplea en América.

Se pueden proponer tres cuestiones distintas, 1.° reservar al mercurio de las reacciones químicas que le hacen desaparecer. 2.° volver á encontrar el mercurio que ha sufrido estas reacciones. 3.° esplotar los resíduos de los trabajos antiguos.

La primera de estas cuestiones se ha tratado ya anteriormente. La 2.ª y la 3.ª pueden reunirse observando que será menos difícil y menos costoso el estraer el mercurio de los resíduos á medida que estos se esploten, que el buscarlo en los lodos antiguos. Las circunstancias locales son las únicas que podrán fijar la marcha que se ha de seguir para la esplotacion de estos últimos.

Es poco probable que los procedimientos fundados en el empleo del fuego puedan jamás tener buen éxito. Los que han propuesto el estraer el mercurio de estos resíduos por sublimacion, no han reflexionado la inmensa cantidad de materia que seria necesario calentar ni la escasez del combustible que caracteriza la mayor parte de las localidades en que se encuentran las minas de plata, y los gastos de los trabajos y aparatos que harian necesarios esta operacion.

Es necesario, pues, volver á un método que está fundado sobre la via húmeda. Véase el procedimiento que parece de todos los propuestos el mas racional, atendiendo al estado actual de nuestros conocimientos. El mercurio queda en los resíduos en el estado de proto-cloruro ó en el estado metálico, pero bien pronto debe pasar enteramente al estado de proto-cloruro á causa de la presencia de la sal marina. Bajo esta forma es insoluble; pero si se le convirtiese en bicloru-

ro se haria soluble y este es el objeto hácia el cual se debe fijar la consideracion.

Terminada la amalgamacion se dilatará la masa en una cantidad conveniente de agua y se dejará reposar para estraer en claro el agua que sobrenada sobre el depósito. Esta agua contendrá todas las sales solubles y en particular la sal marina; se le recibirá en unos estanques estensos y en ellos se la abandonará á la evaporacion. Tratando el resíduo de esta primer lavadura por otras lavaduras subsecuentes dejará la amalgama y suministrará un agua cargada de lodos que se hará depósitar en nuevos estanques. El agua de estas últimas lavaduras se perderá. Por este medio se obtendrán separadamente el agua salada, los lodos mercuríferos y la amalgama.

A los lodos se añadirá una cantidad de agua salada susceptible de diluirlos; la dósis de cloruro de cal proporcionada al cloruro de mercurio que contengan, y por último un ligero esceso de ácido hidroclórico. El mercurio pasará casi instantáneamente al estado de bicloruro, cuya formacion y disolucion se facilitarán por la presencia de la sal marina. La masa lavada metódicamente dará todo el mercurio que tenga en disolucion.

Este licor mercurial descompuesto por el cobre reproducirá el mercurio en el estado metálico. El licor cobrizo que resulta contendrá sal marina, bicloruro de cobre y formará por esto mismo un magistral de escelente calidad, á propósito para nuevas operaciones.

En vez de atacar el lodo por el cloruro de cal y por el ácido hidroclórico se podria emplear cloruro de cal y ácido sulfúrico y el resultado seria el mismo. Nada impedirá el servirse del peróxido de manganeso y del ácido hidro-clórico ó del peró-

xido de manganeso y del ácido sulfúrico. Hallando esta última mezcla sal marina en las aguas de lavadura, producirá tambien cloro. Pero el empleo del peróxido de manganeso hará la accion mas lenta, si no se toma la precaucion de elevar la temperatura de las masas que se tratan.

Por último, en el nitrato de sosa se encontrará un agente á propósito para este trabajo. Mezclado con el ácido hidroclórico ó bien con la sal marina y el ácido sulfúrico, suministrará tambien el cloro necesario para la conversion del mercurio en sublimado corrosivo. El nitrato de sosa del Perú deberia tal vez á causa de circunstancias locales, merecer la preferencia; al mismo tiempo se tendria la ventaja, si se empleara mezclado con el ácido hidro-clórico, de reproducir un magistral puro, formado de sal marina y de bi-cloruro de cobre solamente, sin cloruro de calcio ó de manganeso. La operacion volveria á reproducirse indefinidamente, estando la plata separada como de ordinario, el magistral reproducido á cada tratamiento y el mercurio regenerado á escepcion de las ligeras pérdidas debidas á la imperfeccion inevitable de las lavaduras.

Cuesta trabajo creer que estos métodos ú otros análogos, no tuviesen un buen éxito en manos de un hombre esperimentado.

Tratamiento de los minerales de plata por fundicion.

2634. El tratamiento de los minerales de plata por fusion, es conocido hace mucho tiempo y ha precedido con mucho su aplicacion á los métodos de amalgamacion que acabamos de describir.

Solo hablaremos una palabra sobre la operacion por la

cual se tratan las materias argentíferas muy ricas. Esta es una verdadera escorificacion que se ejecuta en los hornos de copelacion, de la cual trataremos mas adelante. La copela se carga como de ordinario, y cuando la oxidacion del plomo va en buen estado, se añaden poco á poco los minerales de plata que se desean tratar. Este método conviene perfectamente para todos los minerales que se hallan purgados de ganga pudiendo ceder su oxígeno el litargirio á casi todos los cuerpos no terrosos, que estan naturalmente unidos á la plata en sus minas. De este tratamiento resulta una aleacion de plata y de plomo, mientras que las diversas materias contenidas en el mineral son escorificadas. La aleacion se copela como de ordinario; esta operacion se describirá mas adelante de una manera general.

Es necesario que los minerales de plata sean bastante ricos y sencillos en su composicion, para que el metal pueda estraerse por el solo efecto de una tostion prolongada, que se ejecuta en unas copelas mas pequeñas.

Cuando los minerales no son muy ricos, es necesario recurrir á una fundicion, en la cual se tiene tambien por objeto el preparar una aleacion de plomo y de plata. Esto llega á conseguirse por diversos medios, unas veces operando sobre los minerales tostados y otras sobre los minerales crudos, con adicion ó sin ella de materias plomíferas. El carácter esencial de esta operacion consiste en que tanto las materias metálicas como las sustancias terrosas, deben entrar en fusion. La naturaleza de los minerales y la de los fundentes que se pueden emplear, obligan á variar los métodos y los hacen singularmente complicados.

Este procedimiento aplicado á los minerales ricos, permite siempre estraer de ellos cuando menos cierta cantidad

de plata. Es probable sea este el que se puso en práctica por todas partes en los primeros tiempos de la esplotacion de las minas de plata. Se puede formar una idea de su aplicacion en aquellos tiempos, por la descripcion que M. Dehumboldt nos presenta de las primeras esplotaciones de la América.

»Desde 1545 hasta 1571, no se trataron los minerales de plata del Potosí sino por la fundicion. No teniendo los *conquistadores* otros conocimientos que los militares, no sabian dirigir los procedimientos metalúrgicos. El fundir el mineral por el auxilio de los fuelles, no les daba un buen resultado: así que adoptaron el método que los naturales de aquel pais empleaban en las minas vecinas de Porco, que habian sido trabajadas con buen éxito por el Inca mucho tiempo antes de la conquista. En las montañas que rodean á la villa de Potosí, establecieron por todas partes donde el viento soplaba impetuosamente unos hornos portátiles llamados *huaires*. Estos hornos eran unos tubos cilíndricos de arcilla muy largos y atravesados por un gran número de agujeros. Los indios colocaban en ellos capa por capa, mineral de plata, galena y carbon; la corriente de aire que penetraba por los agujeros, vivificaba la llama y la daba una gran tensidad. Los primeros viajeros que han visitado las cordilleras, hablan todos con entusiasmo de la impresion que les causó la vista de mas de seis mil fuegos que alumbraban las cimas de las montañas al rededor de la villa de Potosí. Los mates argentíferos que obtenian, se refundian en las cabañas de los indios, sirviéndose del antiguo procedimiento que consistia en hacer soplar el fuego por diez ó doce hombres á la vez al través de unos tubos de cobre, cuya longitud eran 1 ó dos metros (3,57 ó 7,14 pies,) los cuales estaban atra-

vesados en su estremidad inferior por un agujero muy pequeño.»

Esta fundicion al aire libre, y esta refinacion de los mates por medio del soplete, manifiestan bien la influencia del aire, y demuestran por otra parte cuán fácil es la estracion de una porcion de metal de los minerales ricos de plata.

No debemos detenernos demasiado en unos métodos que tienen tan poco interés en la actualidad. Para dar una idea clara de los procedimientos que se practican en la fundicion de los minerales de plata, vamos á esponer los que se emplean en Freyberg. La complicacion de los minerales, y las precauciones que esta obliga á tomar, harán concebir mejor que todos los preceptos, los recursos que tiene la metalurgia para estas ocasiones, felizmente bastante raras, en que hay precision de desprender de la masa un número considerable de metales y purificar cada uno en particular.

2635. En Freyberg se tratan por fundicion minerales de todas clases, aun aquellos que se pueden amalgamar. Estos minerales todos contienen plata; pero unos contienen piritas de hierro, otros galena, y otros por último piritas cobrizas. Se dividen en dos clases principales que deben tratarse bien sea por la *fundicion rica ó fundicion de plomo*, bien por la *fundicion cruda ó de concentracion.*

Los minerales destinados á la fundicion rica, se tuestan despues, se funden con adicion de plomo ó sin ella, segun su naturaleza, y suministran un plomo argentífero que se somete á la copelacion.

Los minerales sometidos á la fundicion cruda, son demasiado piritosos para convenir al tratamiento precedente. Estos se funden directamente sin tostarlos primero, añadiendo en caso necesario una cantidad de pirita, que fundiéndose facili-

te la reunion del producto metálico en un mate abundante. Este reprepresenta entonces un nuevo mineral mas rico que el primero y á propósito para sufrir la tostion y el tratamiento de la fundicion con el plomo; advirtiendo que si el mineral es piritoso por sí mismo, no solo será útil el tostarle anticipadamente, sino que será indispensable para la concentracion, puesto que esta tostion podrá por sí misma hacer desaparecer el esceso de pirita, que ocasionarian unos mates demasiado abundantes. En las dos fundiciones que acabamos de definir, no es la tostion anticipada la que forma su carácter distintivo, sino mas bien la naturaleza de los mates que son plomíferos en la fundicion rica y piritosos en la concentracion.

A estos dos sistemas principales de operaciones, se refieren una multitud de circunstancias accesorias, que se destinan á sacar todo el partido posible de los productos accidentales. Estas se indicarán á medida que lo exija la esposicion que vamos á manifestar.

Véase para mayor claridad la tabla general de las opeciones:

1.° *Fundicion cruda*; esta se ejecuta sobre las mezclas piritosas y produce un mate formado esencialmente de sulfuro de hierro argentífero.

2.° *Tostion del mate precedente*; esta tiene por objeto la separacion del azufre, y la conversion del hierro en óxido, que juega entonces el papel de un fundente útil.

3.° *Fundicion de plomo*; está se ejecuta sobre los minerales ricos en galena á los cuales se añaden los mates precedentes. Esta operacion bien ejecutada, produce plomo argentífero, mates cobrizos y escorias que retienen todo el óxido de hierro.

4.° *Copelacion del plomo de obra*; esta sirve para separar la plata, y produce unos litargirios que pueden reducirse en caso necesario para estraer de ellos el plomo mercante.

5.° *Tostion de los mates cobrizos*; esta tostion que entra en el procedimiento que se practica para el tratamiento de los minerales de cobre, produce un resíduo de óxido de cobre y de gas sulfuroso.

6.° *Fundicion para el cobre negro*; esta suministra un cobre negro argentífero, y unas escorias ferruginosas.

7.° *Licuacion del cobre argentífero*; esta operacion particular sirve para separar el cobre y la plata.

2636. *Fundicion cruda.* La fundicion cruda se ejecuta sobre los minerales pobres en plata que no contienen plomo absolutamente, y sobre los minerales de cobre pobres tambien; estos se mezclan con una cantidad conveniente de piritas ó minerales piritosos.

Para esta operacion se hace uso de un horno semi-alto que funde por término medio tres meses sin interrupcion. El crisol y el pecho del horno se destruyen y reconstruyen á cada fundicion. El crisol se forma con una capa de brasca batida sobre un suelo de arcilla que descansa sobre otro de escoria. La pila de recepcion y la de atravesar, estan igualmente revestidas de brasca.

Terminadas estas disposiciones, se calienta lentamente el horno con turba y carbon para que se seque enteramente; en seguida se le llena de carbon hasta el muro de carga: entonces se empieza por echar en él algunas escorias y una cesta de carbon hácia los rincones que forma el muro de apoyo del horno; en seguida se ponen en juego los fuelles. Cuando las escorias se han fundido y el carbon ha bajado un poco, se da principio á la fundicion cargando el horno de

minerales. Cuando la fundicion marcha bien, se atraviesa cuatro ó seis veces en el espacio de veinte y cuatro horas. Las partes constituyentes del mate crudo, son en general el azufre, el arsénico, el hierro, el plomo, el cobre y la plata.

Véase un ejemplo de la composicion de los mates obtenidos del mineral llamado seco.

Hierro.............	58,50
Plomo.............	9,23
Zinc.	2,30
Cobre.............	3,11
Antimonio.........	1,40
Azufre.............	17,00
Arsénico	5,30
Plata.............	0,20
	97,04

Los mates obtenidos de este mineral con adicion de piritas contiene

Hierro............	58,0
Plomo.	12,25
Zinc..	3,00
Cobre.............	2,00
Azufre............	18,75
Arsénico.	2,00
Plata.	0,14
	96,14

La grasa que adhiere al ojo del horno y á la pila de re-

cepcion, se separa y vuelve á fundir de nuevo; en cuanto á los cuajarones ó despojos de las masas mal fundidas que adhieren á las paredes y á los crisoles del los hornos, y que estan mezcladas con brasca, se las retira cuando se limpian los hornos, despues se las pasa por el bocarte, y luego se lavan para fundirlas. M. Lampadius ha encontrado en las escorias que provienen de la fundicion cruda del mineral de Untermutd:

Protóxido de hierro...	53,40
Barita.................	6,01
Alumina...............	4,11
Cal....................	3,15
Oxido de zinc........	3,02
Sílice................	26,13
Acido sulfúrico.......	2,12
	97,94

Y en las escorias resultantes de una fundicion sobre escorias y resíduos de amalgamacion de la fábrica de Halsbrucke.

Protóxido de hierro..	49,00
Barita.................	4,53
Alumina...............	4,50
Cal....................	3,40
Oxido de zinc........	2,50
Magnesia.............	1,00
Silice.................	32,02
Acido sulfúrico.......	2,10
	99,05

El polvo sublimado que se deposita encima del aparato, está compuesto de

Oxido de zinc..........	95,00
Oxido de plomo........	1,50
Acido carbónico.......	1,50
Plata....................	0,10
	98,10

Se encuentra por otra parte, sobre las paredes interiores de los hornos, oxisulfuro de zinc, galena regenerada, etc.

2637. Los análisis que preceden permiten establecer una teoría exacta de la fundicion cruda. Se advierte que esta operacion tiene por objeto el proporcionarse un mate ó mezcla de diversos sulfuros que contengan toda la plata; y una escoria que contenga todas las materias terrosas, asi como una parte del hierro en el estado de protóxido.

En otro tiempo no se tostaban jamás los minerales que se destinaban á la fundicion cruda; no sucede lo mismo en la actualidad, y asi han venido á confundirse dos operaciones que se consideraban distintas otras veces, la fundicion cruda y la fundicion de concentracion. Es ventajoso en efecto el tostar desde luego los minerales demasiado piritosos; el hierro oxidado en parte pasa á la fundicion en las escorias, y los mates obtenidos se encuentran con una riqueza análoga á la que poseen dos mates de un mineral mediano tratado por la fundicion cruda.

En Freyberg se siguen para la fundicion cruda propiamente dicha, algunas reglas prácticas que bastará enunciar para poderlas comprender despues de haber espuesto los hechos precedentes.

Alli se tratan los minerales siguientes:

1.° Los minerales pobres en plomo ó en cobre que contienen á lo mas 0,00156 de plata. Estos minerales son todos mas ó menos piritosos. Se dividen en tres clases segun los mates que producen. Los *minerales secos* que no producen 0,40; los *minerales secos* piritosos que suministran de 0,40 á 0,80, por último, *las piritas* que producen 0,70 de mates, pero que no contienen 0,0003 de plata.

2.° Los minerales de plomo que contienen 0,16 de plomo y poca plata.

3.° Los minerales de cobre que contienen menos de 0,08 de cobre y á lo mas 0,00156 de plata.

4.° Las piritas no argentíferas para determinar en caso de necesidad la produccion de los mates. La mezcla de los diversos minerales, se calcula de manera que produzca una riqueza media de 0,0005 en plata.

Se concibe que la naturaleza de las gangas debe tomarse en consideracion; porque es necesario obtener una fusion fácil de las tierras una por otra. En Freyberg se emplea dos tercios de minerales cuarzosos, y uno de minerales, que no tienen cuarzo y contienen carbonato de cal, fluoruro de calcio y sulfato de barita.

Se evita la introduccion de los minerales plomíferos en la mezcla; pero se hacen pasar á ella cuanto sea posible, unos minerales que contengan antimonio, zinc ó arsénico. La violenta temperatura que es necesario producir, ocasionará la pérdida de cierta cantidad de plomo lo cual es necesario evitar, pero presenta la ventaja de privar á los mates de una gran parte de otros metales volátiles que son espulsados durante la continuacion del trabajo.

2638. El mate piritoso argentífero que resulta de la operacion precedente, se emplea ordinariamente en las fun-

diciones de los minerales plomíferos; pero puede suceder que haya necesidad de tratarlos separadamente, y entonces es necesario recurrir á diversos métodos.

El primero consiste en fundir el mate piritoso crudo con la mina seca, que sin embargo es demasiado rica para la fundicion cruda, y demasiado pobre para la fundicion de plomo; estas minas contienen 0,0025 de plata. Esta operacion tiene por objeto el disminuir la masa de mate crudo, aumentando su contenido en plata, y disminuyendo la gran cantidad de escorias que ocasiona el mate crudo en la fundicion del plomo.

La mina seca que se toma, puede contener cerca de 20 libras de plomo. Se toma tambien mina de cobre que contenga la misma cantidad de plata, pero que no debe tener mas de 8 libras de cobre.

El mate que se trata de enriquecer, debe sufrir tres tostiones. En seguida se le funde en el horno precedente con el mineral seco que se ha elegido, conduciendo la operacion como la de la fundicion cruda; se forman nuevas escorias y se obtiene un mate mas rico en plomo ó en cobre y menos cargado de hierro, habiendo pasado este á las escorias en el estado de protóxido.

En estos últimos años, se ha encontrado mas sencillo el hacer sufrir á los mates piritosos que la fundicion de plomo no podia consumir, una verdadera escorificacion. Despues de haberlos tostado, se los funde con veinte ó veinte y cinco veces su peso de litargirio y muchas escorias plomíferas. Por este medio se obtienen á la primera operacion plomo argentífero y algun poco de mate que se trata de nuevo. Este método es mejor que el precedente, porque produce menos pérdida en el plomo; pero ocasiona un gasto de combus-

tible que no se aprovecha en la fundicion del mineral, y produce muchas escresencias ferrosas que embarazan el horno.

Dejemos ahora á un lado estas operaciones accidentales para volver al trabajo corriente y regular.

2639. *Tostion de los mates piritosos.* Esta tostion es indispensable para preparar el mate que ha de hacer un papel útil en la fundicion de los minerales plomíferos. Cuando el hierro está oxidado, se separa bien de los metales que forman el producto esencial de esta fundicion, y facilita la fusion de las escorias. El mate crudo quebrantado, se tuesta tres veces al aire libre: se empieza por formar en estos fogones una capa de troncos de leña, sobre la cual se estiende otra que contiene 300 quintales de mate, y en seguida se la prende fuego; de este modo se inflama y arde parte del azufre. Cuando se ha concluido el primer fuego, se forma al otro lado del horno una nueva capa de leña sobre la cual, se dispone el mate de manera que la capa que estaba encima en la primer tostion, se encuentra debajo en esta, á fin de que quede tostada convenientemente. Las tres tostiones del mate crudo se hacen de esta manera.

Estos mates se funden en seguida en los hornos de la fundicion del plomo, con las galenas argentíferas, y con las minas secas ricas en plata.

Los mates tostados contienen

Protóxido de hierro..	78,01
Oxido de plomo......	9,12
Oxido de cobre.......	3,18
Oxido de zinc........	2,20
Oxido de antimonio..	1,46
Acido arsénico.......	1,72
Acido sulfúrico......	2,70
Plata.................	0,19
	98,58

2640. *Fundicion de plomo.* Esta es la operacion esencial del tratamiento general. Se ejecuta sobre dos minerales tostados, mezclados con unos mates piritosos tostados que se han obtenido por las operaciones precedentes.

Los minerales que se tratan en esta fundicion son:

1.° Los minerales de plata que contienen muy poco plomo, cobre ó pirita, pero que contienen mas de 0,00156 de plata.

2.° Los minerales que contienen 0,16 de plomo y mas de 0,00156 de plata.

3.° Los minerales que contienen de 0,30 á 0,80 de plomo, y ordinariamente 0,005 de plata ó menos.

4.° Los minerales de cobre que contienen menos de 0,04 de cobre y 0,00156 de plata ó un poco mas.

Todos estos minerales se tuestan de antemano en unos hornos semejantes á los de la amalgamacion, tanto para desembarazarlos del arsénico que contienen, cuanto para oxidar al hierro y á los otros metales que contiene el mineral.

La mezcla de los diversos minerales, se divide en montones de á 6 quintales cada uno, que se tuestan del mismo

mo modo que los minerales que se destinan á la amalgamacion, pero sin adicion de sal. Cada tostion de 6 quintales de mezcla permanece en el fuego hasta que la materia ya no produce ningun olor de ácido sulfuroso lo que viene á durar al rededor de cinco horas.

Estos minerales se tuestan tambien al aire libre en unas heras ú hornos cuadrados y abiertos; se dispone una capa de leña y sobre ella se amontona el mineral, entonces debe tostarse en dos tiempos para emplearlo en la fundicion.

Los fenómenos químicos que pasan durante esta tostion pueden esplicarse de una manera general, pero no se han practicado los análisis suficientes para poderlos apreciar con exactitud. Los minerales que se emplean contienen sulfuro, arseniuro y antimoniuro de plata, sulfuro de plomo, sulfuro de cobre, sulfuro de hierro, sulfuro de zinc, arseniuro de niquel, arseniuro de cobalto, y por último materias terroras.

Esta mezcla debe convertirse despues de la tostion en otra formada de óxido de plomo, de sulfato de plomo, de óxidos de cobre, de hierro, de zinc, de niquel y de cobalto; de arseniatos de estos diversos metales; de plata metálica, de sulfatos terrosos, de tierras intactas, y de schlich sin atacar. Sin duda que entre todos estos cuerpos se forman unas combinaciones imprevistas y particularmente oxi-sulfuros.

Sea como quiera, se advierte que el resultado de la tostion consiste en la conversion del arsénico en ácido arsenioso, y en ácido arsénico que queda unido á las bases; en la del sulfuro en ácido sulfuroso que se desprende, y en ácido sulfúrico queda unido al óxido de plomo ó á la cal; en la formacion de cierta cantidad de óxido de antimonio que se volatiliza y de óxido de zinc que ha sido arrastrado; por úl-

timo, en la oxidacion de todos los metales á escepcion de la plata.

Cuando se han proporcionado los mates piritosos tostados, y el mineral plomífero tostado tambien se procede á la fundicion de plomo.

Esta fundicion se efectua en unos hornos análogos á los de la fundicion cruda, pero dispuestos de manera que se pueda obtener una temperatura mas baja. El horno es por lo tanto mas ancho ó mas profundo en las partes próximas á la tobera; se emplea el cokc mas dificil de quemar; por último se le comunica menos cantidad de viento. Estas precauciones son esenciales para impedir el que el plomo se volatilize.

La carga se compone de 780 á 810 quintales de minerales tostados, de 360 quintales de mates piritosos tostados y de 60 á 90 quintales de escorias. A cada fundicion se pasan los mates plomíferos de la fundicion precedente, asi como los litargirios fundidos de copela y otros productos plomosos que es necesario tratar.

Se cuela tres veces en veinte y cuatro horas, y se obtiene plomo de obra, mates y escorias.

La teoría de esta fundicion nada tiene de particular, entra en el tratamiento general de los minerales de plomo. Observemos sin embargo, que en razon de la presencia de una gran cantidad de óxido de hierro, debe producirse una escoria muy cargada de esta base, que preserva al óxido de plomo de toda escorificacion.

Sucede muchas veces, que los mates contienen mucha cantidad de plomo, y por esto se los repasa en la fndicion siguiente para privarlos de este metal. Se concluye últimamente por tostar estos mates al aire libre y en seis tiempos

para fundirlos de nuevo con los minerales cobrizos. Esta operacion se concibe bien, porque en presencia de un esceso de cobre, se formarán unos mates cobrizos, y el plomo se encontrará por este medio mejor desprendido del azufre.

Asi la fundicion del plomo tal cual se practica en la actualidad, resuelve definitivamente los productos en escorias ferruginosas, en mate cobrizo y en plomo de obra.

Las grasas y las escorias de la fundicion de plomo, se emplean en la fundicion de los mates de plomo, pero las escorias de esta última se emplean en la fundicion unida.

2641. *Fundicion para cobre negro.* El mate de cobre se quebranta en fin en pedazos y en seguida se tuesta en fogones al aire libre. Para esta tostion, se forma una capa de leña en el horno, y esta se cubre con otra de 50 quintales de mate de cobre; la tostion se repite hasta que aparece el cobre, y para esto es necesario repetir el fuego quince ó veinte veces y algunas todavia mas. Cuando el mate está convenientemente tostado, se le funde en el horno de la fundicion cruda, solo que el crisol es mas pequeño y está preparado con brasca pesada.

Esta fundicion se conduce con mucho calor para evitar la solidificacion del cobre. Asi que los hornos son vivamente atacados, hasta el punto que la fundicion no puede durar sino algunos dias.

Los productos son

1.° Cobre negro argentífero que se trata por el método conocido bajo el nombre de licuacion que describiremos mas adelante, con todos los detalles necesarios.

2.° Los mates cobrizos que sufren una nueva tostion, y se refunden con otros mates cobrizos en una nueva operacion para cobre negro.

3.° Las escorias que se someten á un apartado conveniente, como son todas las escorias de este género en las fábricas de cobre.

2642. Terminaremos esta esposicion por las tablas de consumos y productos relativos á cada una de las operaciones que se practican en Freyberg. La memoria de M. Perdonnet que nos ha servido de guia, nos suministra tambien estos datos cuya comparacion con los otros que poseemos de las otras esplotaciones de plata puede ser útil.

FUNDICION CRUDA.

PRODUCTOS Y CONSUMOS EQUIVALENTES AL TRABAJO DE VEINTE Y DOS HORNOS EN UNA SEMANA.

Minerales.

	Plomo.	Cobre.	Plata.		
k. (1)	k.	k.	k.	gr.	c.
3930 minerales de cobre que contienen	»	69	1	228	42
28761 piritas	»	»	»	»	»
50260 piritas argentíferas	»	»	4	163	42
6892 minerales plomíferos, segunda clase	1095	»	4	797	06
134875 minerales secos	»	»	131	029	08
224718 Suma de los miners. mezcs.	1095	69	141	217	98

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

Productos añadidos.

k.		k.		k.	gr.	c.
5971	grasas..............................	299	»	1	865	96
209440	escorias de plomo................	2094	»	8	179	11
70247	escorias de la fundicion de los mates.....................	796	»	2	744	51
310376	Suma de la capa de fusion.	4284	59	154	007	56

Produccion.

k		k.		k.	gr.	c.
119322	mates..............................	5966	»	160	635	59
5235	grasas..............................	252	»	1	632	71
		6218	»	162	268	30
	Ganancia ficticia.	1934	»	8	260	94
	Idem media.......	»	»	15	308	62
	Pérdida real......	»	»	7	049	88

Consumo en combustible.

	Metros cúbicos. (1 m. c.=á 46,2265 pies cúbicos).
Cokc..........................	501289
Carbon de leña nueva...	25211
Turba..........................	6602

Gastos.

Minerales y productos añadidos.	Schlischs mezclados.	100 q. m.	665 f.	98 c.	715 63
	Grasas....................	2,65	7	68	
	Escorias de la fundicion de plomo.....	04,14	33	55	
	Escorias de la fundicion de los mates.	31,24	8	42	
Combustible para la fundicion.....	Cokc..................	22,481 m. c.	337	73	346 38
	Carb. de leña nueva.	1,101	7	79	
	Turba..................	0,295	0	86	
Mano de obra, fundidores, etc.................					54 08
				Suma total de los gastos.	1116 09

FUNDICION DE PLOMO.

PRODUCTOS Y CONSUMOS EQUIVALENTES AL TRABAJO DE NUEVE HORNOS EN UNA SEMANA.

Minerales.

		Plomo.	Cobre.		Plata.	
k.		k.	k	k.	gr.	c.
35864	galenas, cuarta clase que contienen	14,207	»	43	113	87
21023	minerales plomíferos, segunda clase	3,363	»	122	406	80
20003	mineral seco	»	»	51	329	37
995	minerales de cobre	»	20	4	975	89
77885	Suma de los miners. mezcs.	17,570	20	221	825	93

Productos añadidos:

k.		k.		k.	gr.	c.
31049	mate crudo, primera variedad que contiene	1,563	»	38	811	91
4777	id. segunda id	239	»	6	717	45
18908	litargirios, primera calidad.	16,938	»	»	»	»
3981	id. segunda id	3,384	»	»	»	»
4379	fondos de copela, primera variedad	3,066	»	1	368	37
1941	id. segunda id	1,455	»	»	696	43
4478	grasas	448	»	2	798	93
8957	escorias de Halsbruck	»	»	»	»	»
2388	escorias de los litargirios	239	»	»	»	»
158743	Suma de la capa de fusion	44,902	20	272	129	02

Produccion.

		Plomo.		Plata.		
k.		k.		k.	gr.	c.
41723	plomo de obra que contiene.	41,475	»	248	421	11
13435	mate de plomo...................	1,345	»	20	992	02
4478	grasas............................	448	»	2	798	95
99120	escorias..........................	998	»	3	871	86
	Suma......	44,264	»	276	083	92
	Pérdida ficticia...	»	»	»	»	»
	Ganancia ficticia.	»	»	»	»	»
	Idem media.......	»	»	6	091	57
	Pérdida real......	»	»	»	»	»

Consumo en combustible.

		Metros cúbicos.
Para la fundicion............	Coke.	163,044
	Carbon de leña nueva............	64,528
Para el ensayo................	Id. id. id........................	40,817
Para la tostion del schlich.	Leña de flota.......................	0,434
	Ulla esquistosa....................	30,230
Para la tostion del mate.....	Leña de flota.......................	17,364
	Ulla.	5,038
	Ulla esquistosa....................	2,519

Gastos.

		k.	fr.			
Minerales y productos añadidos.	Schlichs mezclados.	10,000	4250	76	6430 fr.	99
	Mate crudo.........	4,600	980	85		
	Litargirio primera calidad............	2,428	846	03		
	Segunda id.........	511	138	47		
	Fondos de copela primera varied..	562	139	64		
	Id. segunda id......	249	41	86		
	Grasas...............	575	33	38		
	Escorias de la reduccion de los litargirios...........	307	»	»		
	Escorias de la Halsbrücke...........	1,150	»	»		
Combustible para la fundicion....	Coke..................	21,073 m. c.	316	81	374	49
	Carb. de leñ. nueva.	8,285	57	68		
Id. para el ensayo.	Id. id. id......	5,040	36	43	36	43
Id. para la tostion del schlich.......	Leña de flota........	0,063	»	27	74	44
	Ulla squistosa......	12,102	74	17		
Id. para la tostion del mate.........	Leña de flota.........	2,23	10	29	31	99
	Ulla..................	2,17	15	54		
	Ulla squistosa......	1,18	6	16		
Gastos................	Trabajo para la fundicion............	»	75	80	126	7
	Para la tostion del schlich............	»	38	71		
	Id. para la del mate.	»	11	76		
				Suma total de los gastos.	7074	61

FUNDICIONES DE LOS MATES DE PLOMO.

PRODUCTOS EQUIVALENTES AL TRABAJO DE UN HORNO EN NUEVE SEMANAS.

Materias tratadas.

		Plomo.	Cobre.	Plata.		
k.		k.	k.		gr.	c.
68,319	mates de plomo que contienen	6,833	»	91	649	60
6,120	litargirios, primera variedad.	5,509	»	»	»	»
398	id. segunda id	342	»	»	»	»
896	id. tercera id	735	»	»	»	»
2,039	fondos de copela	1,531	»	»	637	53
2,438	escorias de la reduccion	244	»	»	»	»
1,469	grasas de licuacion	1,104	»	»	»	»
1,990	grasas de fundicion	200	»	»	621	98
17,615	escorias de la Halsbrücke	»	»	»	»	»
101,284	Suma de la capa de fusion	16,498	»	92	909	11

Produccion.

k.		k.		k.	gr.	c.
15,326	plomo de obra	15,246	»	79	116	58
13,935	mate cobrizo	»	»	13	061	70
1,742	grasas	174	»	»	544	24
70,262	escorias	702	»	2	744	51
	Suma	16,122	»	95	467	03
	Pérdida	376	»	»	»	»
	Ganancia	»	»	2	557	92

Consumo en combustible.

	Metros cúbicos.
Carbon de leña..	35,415
Cokc...............	107,822
Leña.............	28,837
Ulla...............	4,534
Ulla esquistosa..	1,209

Gastos.

		k.		fr.		
Produc. cargada...	Mates de plomo.....	10,000	2789	96	3281	07
	Litargirios..........	954	332	31		
	Id......................	131	35	48		
	Fondos de copela....	298	85	74		
	Escorias de la reduccion............	357	»	»		
	Grasas de licuacion.	215	29	11		
	Grasas de fundicion.	291	8	47		
	Escorias de la Halsbrücke.............	2,578	»	»		
Combustible para la fundicion.....	Cokc.....................	15,898 m. c.	226	25	262	26
	Carbon de leña......	5,179	36	01		
Id. para la tostion de los mates.....	Leña de flota........	0,307	14	08	33	43
	Ulla.....................	0,669	15	97		
	Ulla esquistosa.....	0,177	3	38		
Mano de obra.......	Para la fundicion...	»	64	03	79	55
	Para la tostion de los mates..........	»	15	52		
	Suma total de los gastos.				3656	31

FUNDICION DEL COBRE NEGRO.

PRODUCTOS Y CONSUMOS PARA UN SOLO HORNO EN UNA SEMANA.

Materias tratadas.

k.		Plomo.	Cobre.	k.	gr.	c.
18,411	mate cobrizo que contiene...	»	»	24	412	94
7,962	mate delgado..................	»	»	9	951	77
15,372	escorias de la Halsbrücke...	»	»	»	»	»
42,296	Suma.......	»	»	34	364	71

Produccion.

k.			Plata.			
		k.	k.	gr.	c.	
7,364	cobre negro	»	4603	24	412	94
8,459	mate delgado	»	»	9	951	77
26,372	escorias	»	»	»	»	»
	Suma	»	4603	35	826	37
	Ganancia	»	»	1	441	66

Consumo en combustible.

		Metros cúbicos.
Para la fundicion.	Carbon de leña	11,105
	Cokc de Doehlen	24,990
Para la tostion de los mates	Leña	48,616

Gastos.

		k.				
Produc. cargadas	Mate cobrizo	10,000	3725	21	6850 fr.	29
	Mate delgado	4,325	3128	01		
	Escorias de la Halsbrücke	8,650	»	»		
Combustible para la fundicion	Carbon de leña	0,603 m. c.	41	93	247	35
	Cokc de Doehlen	13,729	205	42		
Id. para la tostion de los mates	Leña	16,385	122	05	122	05
Gastos de operarios	Para la fundicion	»	63	19	86	28
	Para la tostion de los mates	»	23	09		
				Suma de los gastos.	7305	97

Tratamiento del plomo argentífero. Copelacion.

Sin atender á las memorias relativas á la estraccion del plomo ó la de la plata, se pueden consultar relativamente á la copelacion los artículos sieguientes:

Sobre la copelacion y el tratamiento de la galena argentífera, por M. Berthier. *Anales de minas*; série 1.ª, tomo V, página 333.

Sobre las ventajas que presenta la afinacion del plomo de obra en las copelas construidas con marga; por M. Karsten. *Análes de minas*, série 1.ª, tomo X, página 531.

De los fenómenos que presentan algunos metales cuando se los somete á la copelacion, bien sea solos bien aleados, por M. Clandet. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo V, página 181.

Del abstrich ó litargirio negro, por M, Berthier. *Anales de minas*; série 1.ª, tomo VIII, página 903.

2643. El tratamiento de las aleaciones de plomo y de plata, tiene por objeto la separacion de estos dos metales y se ejecuta por medio de la copelacion. En esta operacion convertido el plomo en óxido, forma los litargirios que se introducen en el comercio, ó que se hacen pasar al estado metálico: la plata purificada se libra tambien al comercio.

Para obtener este resultado, basta calentar la aleacion hasta el grado rojo y esponerla á la accion de una corriente de aire. El litargirio en fusion es mas ligero que la plata, se coloca en la parte superior del baño y se cuela. La plata concluye por concentrarse en el resíduo metálico que es cuanto se desea; para esto basta prolongar mas ó menos la operacion y producir un golpe de fuego tanto mas intenso, cuanto mas se aproxima la completa purificacion de la plata.

Esta operacion se practica en un horno de reverbero cuyo suelo está reemplazado por una gran copela. De aqui viene el nombre de *copelacion* que se da á la operacion presente.

Las copelas que se emplean, se construyen unas veces con cenizas y otras con marga. Mas adelante discutiremos los motivos que deben determinar la eleccion. Estas copelas son ordinariamente de forma circular; pero sin embargo, tambien se construyen ovales en Inglaterra. La primera forma ofrece ventajas ciertas al parecer. En fin, en la misma copela no se carga ordinariamente sino una sola dósis de plomo, es decir, tanto cuanto ella puede contener. A medida que el óxido se forma, se le hace correr por una escotadura que se profundiza sucesivamente. En algunas fábricas por el contrario, se hacen llegar al baño nuevas dósis de plomo que mantienen el nivel en el metal, y esto permite que los litargirios estén corriendo continuamente. La operacion no se abandona á sí misma hasta despues de haber añadido una cantidad de plomo mas ó menos considerable, y la reguera por donde corren los litargirios, se profundiza á medida que desciende el nivel del baño metálico. Este último procedimiento ofrece unos incovenientes que han hecho renunciar á su empleo en la mayor parte de las fábricas. El bosquejo del procedimiento que acabamos de trazar, hace ver que es aplicable á todos los plomos argentíferos cualquiera que sea su orígen. Se tratan, pues, por la copelacion.

1.° Los plomos argentíferos que provienen de las minas de plomo argentífero. Estos plomos se obtienen por los mismos procedimientos que convienen al tratamiento de las minas de plomo en general; son conocidos bajo el nombre de plomo de obra.

2.º Los plomos argentíferos que provienen de la fundicion de los minerales de plata, estos pueden ofrecer una riqueza en plata, que rara vez se encuentra en los primeros.

3.º Los plomos argentíferos que se forman en la licuacion que describiremos en las páginas siguientes.

4.º Los plomos argentíferos que se obtienen por la fundicion de las cenizas de los plateros, y otros productos análogos con los litargirios y otras materias plomíferas.

5.º En fin, los plomos de todas clases que contienen plata: cualquiera que sea su orígen, pueden someterse á esta operacion.

2644. Nos ocuparemas principalmente en este lugar, de los plomos de obra que provienen de los minerales de plomo argentífero, porque los fenómenos que presentan son bastante complicados para poder sacar de ellos unas nociones generales que se puedan aplicar á todas las demas variedades.

Ya hemos hecho notar la diferencia que existe entre los plomos de obra que se estraen al principio ó al fin de las fundiciones de plomo argentíferas. Este hecho era ya conocido de los antiguos metalurgistas. M. Fournet ha pretendido darse una cuenta exacta de esta diferencia, y para ello ha sometido al ensayo plomos de la misma carga que provenian de las coladas sucesivas que habian tenido lugar. Véanse las cantidades de plata suministradas por 10 gramas (200,4 granos) de cada plomo.

Primera colada.	Segunda.	Tercera.	Cuarta.	Plomo de las grasas.
0,055	0,043	0,030	0,028	0,011

Las grasas pasan al horno de manga.

Es evidente por consecuencia, que el sulfuro de plata tiende á pasar en su mayor parte á los primeros plomos, y si algo debe sorprender, es el que no pase en su totabilidad. Cuando la plata puede formar unas combinaciones estables, es de creer que su paso al estado de sulfato ó de oxi-sulfuro ocasiona la resistencia que presenta á su reduccion inmediata. M. Fournet imagina que la plata produce desde luego un oxi-sulfuro, pero esta opinion no está demostrada. Muy bien podria aclararse este punto, sino analizando los productos de las fábricas, al menos practicando ensayos sobre mezclas bien conocidas.

2645. La cantidad de plata que se necesita para que un plomo de obra se pueda esplotar ventajosamente, varía en unos límites determinados por los precios del combustible, el trabajo y el plomo. Cuando los dos primeros aumentan y el último baja, se concibe que se necesita mayor cantidad de plata para cubrir los gastos de esplotacion. Cuando el plomo está caro y el trabajo y el combustible estan á un precio bajo, pueden afinarse los plomos, ó mas bien tratar las minas de plomo argentífero que no serian susceptibles de ello en otras circunstancias. El valor real de la plata y el del plomo, han esperimentado una disminucion que esplica bien el por qué existen muchas esplotaciones antiguas que han sido abandonadas sucesivamente.

Se puede valuar en el estado actual de cosas en 0,0015 ó 0,0020 la cantidad de plata que se necesita para que un plomo de obra pueda tratarse ventajosamente. Pero esta relacion no es absoluta y puede variar con las circunstancias y con las épocas. Véase por lo demas, la indicacion de las riquezas de algunos plomos de obra de las fábricas mas notables.

Plomo de obra de Pezay.	0,0016
Id. de Conflans..........	0,0021
Id. de Poullaouen..........	0,0017
Id. de Pont Gibautd.......	0,0027

Unamos á esto el que no se podrán tratar sin pérdida los plomos de obra demasiado ricos. Los litargirios arrastrarán demasiada plata. Pasando de 0,008, se hace difícil la copelacion sin pérdida y conviene entonces asociar estos plomos ricos con los plomos de obra comunes.

Antes de examinar mas detenidamente la naturaleza de los plomos de obra, y las modificaciones que el tratamiento los hace esperimentar, vamos á describir la operacion.

2646. *Copelacion ordinaria.* Los hornos que se emplean para esta operacion, son unos hornos de reverbero modificados de un modo conveniente. La parte superior de la cúpula ó reverbero, está unas veces fija y otras que son las mas, es movible. En este último caso se separa esta parte por medio de una polea, á fin de poder reconstruir libremente el suelo, de lo cual hay necesidad á cada operacion. El vacío interior tiene la forma de una lenteja; el suelo está ahondado formando una especie de copa, y la bóveda está muy rebajada. Para dar á la bóveda la curvatura conveniente, basta dirigirla de manera que la llama se venga á proyectar al centro de la copela Este punto debe ser donde se encuentra el máximun de temperatura para que hácia el fin de la operacion sobre todo, la aleacion que se reune allí esperimente el calor necesario que debe ir creciendo á medida que adelanta la operacion. La parte superior del suelo presenta una escotadura que deja correr al óxido de plo-

mo fundido á medida que se va formando: en frente de esta escotadura se encuentra otra que está destinada al paso de las dos toberas que conducen el viento producido por dos grandes fuelles. Cuando la bóveda del horno es movible debe construirse de hierro; en el caso contrario, se practica en la parte superior una abertura que se cierra durante la operacion con una placa de hierro batido y que se levanta para dejar paso al obrero que está encargado de la reparacion del fuelle.

Esta es la construccion del suelo que caracteriza sobre todo á esta clase de horno. Para llenar el objeto que uno se propone debe ser el suelo poco poroso y poco permeable al óxido de plomo aunque poco atacable por este cuerpo. En la copelacion en grande no debe embeberse el óxido de plomo en la copela; sino por el contrario debe recogerse en el estado de litargirio que corre por la escotadura de la copela. La copela no tiene necesidad de ser porosa como la que emplean los ensayadores. Estas condiciones debe arreglar el copelador, porque con respecto á la plata, la copela es siempre bastante compacta, para prevenir la colada de este metal fundido. Se construye con cenizas legiviadas. Para esto se estiende la materia sobre una grande era; se la bate fuertemente con unos mazos de madera, teniendo cuidado de separar las porciones que resisten á su accion, en seguida se la criba y se la mezcla con la mitad de despojos de suelo viejo que se halle bien purgado de óxido de plomo y que se haya cribado primeramente. Hecha la mezcla y rociada con una cantidad de agua suficiente para darla consistencia, se la introduce por partes en el horno, y el copelador la estiende por capas y la bate con un mazo partiendo desde la circunferencia al centro. A cada capa iguala la

superficie: en fin, con un cuchillo forma una reguera hácia el medio del suelo, y la abertura para el litargirio.

Asi que el suelo está preparado, se le seca, quemando en su interior una mezcla de leña de carbon. En seguida se cubre con un lecho de paja, sobre el cual se colocan los salmones de plomo de obra. Se da principio al fuego y se la aviva hasta que el plomo se enrojezca; entonces se comunica el viento. Una media hora despues, el baño se encuentra claro y bien líquido. Se separa un poco de fuego, el plomo se oxida y el litargirio se forma y empieza á correr; poco á poco se concentra la plata: es esencial que el viento sea uniforme y el fuego bien distribuido; sin estas precauciones podrá volatilizarse una parte de la plata. En fin, es necesario tener cuidado de hacer correr el litargirio que el viento conduce á la parte del suelo opuesta á aquella á donde se dirige el tubo, de manera que quede siempre una corona de nueve á doce pulgadas al rededor del baño. Cuando la oxidacion del plomo se halla muy adelantada, llega un momento en que los humos que llenan el horno desaparecen repentimente; el boton de plata se descubre de repente, produciendo una especie de fulguracion. Entonces se introduce inmediatamente agua en el suelo y se retira el boton de plata, luego que se ha enfriado.

Esta especie de rayo que termina en la copelacion no indica que la plata se halle pura, ni debe confundirse con el rayo que se observa en la copelacion de los ensayadores cuando el boton de plata pasa al estado sólido. Aqui la desaparicion de los humos solo indican, que á la temperatura que el horno puede producir, el plomo aleado todavia á la plata no puede oxidarse mas. De suerte que la plata que se obtiene por residuo, contiene mas ó menos plomo segun el

grado de fuego que se ha podido dar. A pesar que al principio este límite pueda variar mucho, se adoptan sin embargo tales disposiciones en la construccion de los hornos que la plata copelada es siempre del mismo título al poco mas ó menos.

2647. La plata obtenida de este modo, no podrá introducirse en el comercio ni en las casas de moneda: exige una nueva manipulacion, análoga á la precedente que se llama *refinacion*. Esta refinacion se ejecuta en una copela que se construye llenando de cenizas que se aprietan fuertemente, un vaso de chapa de hierro que tiene doce pulgadas de diámetro por ocho de altura. En seguida se forma con un cuchillo una cavidad del temaño conveniente. Preparada la copela de este modo, se la calienta trniendo cuidado de colocarla en el horno de modo que se pueda dirigir á su interior el viento de los fuelles. Por otra parte se calientan hasta el grado rojo dos botones de plata que provienen de la operacion precedente; y cuando han adquirido esta temperatura, se quiebran con un martillo en fragmentos de tres á seis pulgadas cuadradas; entonces se pone papel en la copela y despues pedazos de plata. Por último, se añade carbon y se eleva la temperatura hasta el grado rojo. Al cabo de tres cuartos de hora, se comunica el viento y se continúa añadiendo carbon hasta que la plata se funda completamente. Cuando el baño está caliente lo necesario, se retiran estos carbones y se reemplazan por otros largos y gruesos de los cuales se llena la copela. Tocando el viento á la superficie del baño que se remueve contínuamente se advierte que el plomo se oxida y forma unas escorias que se separan con cuidado. Al cabo de tres cuartos de hora se encuentra la plata purificada. La superficie del baño se vuelve reflejante; introduciendo una varilla de hierro en el

baño hasta un cuarto de pulgada, y retirándola repentinamente saca un boton que se distribuye bien pronto por todas partes. Por estos carácteres se conoce que la operacion ha terminado; se retiran los carbones, se retiene el viento, se termina el enfriamiento vertiendo agua sobre la copela; se separa en seguida el boton, se limpia bien despegando de él algunos fragmentos que pueden haber quedado, y se determina su título por los ensayos en pequeño.

2648. *Copelacion inglesa.* La afinacion del plomo se practica en Inglaterra en un horno de reverbero que no difiere de los hornos de reverbero que se emplean comunmente, sino por una abertura practicada en el suelo, destinada á recibir la copela que está formada de una mezcla de cenizas de huesos y de cenizas de vegetales. En esta copela se espone el plomo que se desea copelar á la accion combinada del calor y del aire.

El éxito de la operacion depende esencialmente de la buena calidad de la copela. Véase el modo de formarla.

Se hace una mezcla de ceniza buena de plantas de helecho y de cenizas de huesos bien calcinados; estas últimas entran en la proporcion de 1[8 ó 1[16 segun la pureza de las cenizas de helecho que se emplea. Esta última, en razon de la gran cantidad de potasa que contiene posee la propiedad de vitrificar en parte la ceniza de los huesos, hacer desaparecer su friabilidad y hacer mas durable la copela. Esta mezcla se pasa por un tamiz cuyos hilos distan línea y media entre sí, y se la humedece como á la arena de fundidores. En seguida se fija sobre el suelo del horno un bastidor de hierro; por encima se esparcen las cenizas hasta formar una capa de cerca de 2 pulgadas de espesor, se aprietan con un mazo entre las barras trasversales del bastidor trabajan-

do en línea espiral desde la circunferencia al centro. Esta operacion se repite, y cuando el bastidor está lleno se escaba con una espátula cortante la masa formada, hasta que no tenga mas que 0,019 metros (0,06783 de pie) de grueso, sobre las barras del bastidor. Alrededor se deja un reborde de 0^m,051 (0,18207 de pie) de ancho en la parte superior y de 0^m,064 (0,22848 de pie) en la parte inferior, esceptuando la parte de adelante llamada *pecho*, que tiene 0^m,0128 (0,45696 de pie) de espesor. En esta parte anterior se practica una abertura de 0^m,032 (011424 de pie) de ancho y 0^m,15 (0,5355 de pie) de longitud, con la cual comunica la salida del litargirio. En fin se vuelve la copela y se la priva de todas las cenizas que han podido adherir á ella, bien sea en el fondo bien en la superficie inferior, bien sobre las barras trasversarles del bastidor. Despues se coloca la copela en el suelo del horno y se la espolvorea con cenizas.

El bastidor cuyo cerco debe estar enlodado con arcilla ó cenizas húmedas, se coloca sobre las barras de hierro que sirven de soportes, y se sujeta al suelo del horno de tal manera que el pecho de la copela esté vuelto hácia la abertura que comunica con la pila de recepcion *h* (lámina 52 figura 6.)

Colocada la copela de este modo se enciende el fuego y se activa hasta que la copela se haya enrojecido; pero esta actividad debe practicarse suavemente á fin de no hacer destallar la copela, lo que sucederia infaliblemente si un calor demasiado rápido hiciera evaporar con prontitud al agua que esta contiene. Se juzga que se halla perfectamente seca, cuando ya no se escapan vapores por su superficie inferior.

La escavacion *E*, se llena casi enteramente de plomo ar-

gentífero fundido de antemano por medio de una cacerola ó cuchara de hierro; terminada esta operacion se cierran las aberturas *g g*, y se aumenta el calor hasta que el litargirio sobrenada en el baño. En seguida el obrero con un cuchillo encorvado forma una reguera sobre el pecho de la copela, para favorecer la corrida del litargirio que siendo espulsado hácia la parte anterior de la copela, por el viento de los fuelles que se dirige sobre la superficie del baño cae al suelo de la fábrica. Se añade poco á poco una cantidad de plomo igual á la que se ha reducido á litargirio, y cuando la reguera está tan profunda que solo queda una pulgada de este metal en la copela se detienen los fuelles, se tapa la reguera con cenizas húmedas y se practica otra cerca de la primera. La copela se carga de nuevo, aunque no tanto como antes y se vuelve á empezar la operacion que se continua hasta que esta segunda reguera sea bastante profunda para no dejar en el baño sino de 50 á 70 libras de plomo argentífero; esta masa se vierte en una rielera y se conserva hasta haber recogido la cantidad suficiente para convertirla en un riel de plata pura, por el procedimiento de refinacion.

Luego que la copela se ha retirado del horno se la quiebra y se la encuentra penetrada de litargirio con uniformidad pero á una profundidad poco considerable. La parte que no está impregnada de este óxido se la pulveriza y mezcla en seguida con nuevas cenizas para volver á formar otra copela.

2649. El refinado de la plata no difiere de la operacion precedente. Sin embargo, es necesario poner mas cuidado y evitar que el litargirio arrastre alguna partícula de plata metálica. A medida que avanza la operacion y la proporcion de plata aumenta el litargirio toma un color mas subido y en-

tonces es necesario activar el fuego. Por el rayo se advierte el momento en que el metal se encuentra casi puro.

El interior del horno, que hasta entonces habia estado oscurecido por los vapores del plomo se aclara poco á poco. Desde que la superficie del baño se presenta perfectamente limpia y brillante, se detiene la accion de los fuelles, se apaga el fuego y se deja enfriar el horno. Entonces se ven subir por el enfriamiento unos glóbulos á la superficie del baño de plata que saltan con fuerza y vuelven en seguida á caer en la copela.

Los últimos litargirios arrastran una porcion considerable de plata que se vuelve á obtener despues de su reduccion copelando el plomo de obra que estos litargirios suministran.

2650. *Copelas de marga.*—La copelacion se verifica hace muchos años en unas copelas de marga cuyo empleo adoptado en Freyberg, estaba ya puesto en uso en Poullauen. Se bate la marga despues de pulverizada, tamizada y seca sobre un suelo de ladrillos, y se da á la superficie una forma que se aproxima á la de un casquete esférico, pero difiere de este sin embargo por la posicion del punto mas bajo que mas se aproxima al lado de la tobera. A esta copela se la seca todo cuanto sea posible, frotándola con polvos de copela vieja. En el punto mas bajo como centro, se describe un círculo de cerca de 10 pulgadas de radio y se socaba cómo una media pulgada la copela, en toda la estension de la superficie de este círculo, á fin de dejar sitio para la torta de plata.

En defecto de la marga se hace uso de una mezcla compuesta de 27 partes de calcárea y de 5 de arcilla.

Concluida la copela se la cubre de plomo, se pone la cúpula del horno y se comunica el viento desde luego con len-

titud; se enciende un fuego de leña sobre el mismo plomo y en la estremidad de la regilla. El plomo no tarda en entrar en fusion; al cabo de cerca de 10 minutos se encuentra el baño metálico casi enteramente líquido. La rejilla se cubre de leña, y la llama atraviesa el horno. El obrero descubre el baño de el carbon que tiene por encima y bien pronto se forman las primeras grasas; el viento se aumenta un poco, y se separan las grasas de tiempo en tiempo por medio de un urgon de hierro. Nueve horas despues del principio de la operacion aparecen *los abstrichs.* El viento se aumenta todavía un poco y se cubre la regilla de combustible. Poco á poco cambia la naturaleza de los abstrichs y al cabo de tres horas se empiezan á recoger los litargirios malos. El viento se aumenta todavia pero se detiene el fuego; en seguida se añaden algunos panes de plomo sólido y se continúa asi de dos en dos horas hasta que se han cargado de 100 á 102 quintales de plomo; entonces los litargirios son de buena calidad y se continua recogiendo de estos hasta el dia siguiente temprano. Al terminar la operacion se aumenta gradualmente el calor á fin de mantener siempre el baño en fusion; los litargirios se reunen al último, en una cavidad formada en la misma copela; treinta y dos horas despues de haber empezado la operacion se verifica el rayo. Entonces se echa agua caliente sobre la torta de plata, se la retira de la copela y conduce al almacen.

En Freyberg rara vez se copelan los plomos de obra que contienen mas de 0,0094 de plata. Entonces pasa demasiado metal fino á los litargirios y á la copela. Tampoco se copelan sino rara vez los que contienen menos de 0,0025; por lo regular solo se someten á esta operacion los plomos que contienen 0,0062. Se mezclan los plomos de obra ricos y

pobres poco cobrizos y muy cobrizos. El cobre favorece á la escoriticacion.

2651. Los productos obtenidos son como de ordinario, la plata de copela, los litargirios abstrichs abzugs y fondos de copela. La plata de copela se refina en unas copelas formadas con una mezcla compuesta de una parte de cal y dos partes de cenizas de leña dura. La operacion se verifica bajo una simple campana de chimenea, y por el auxilio del viento horizontal de un fuelle cuyo tubo está colocado á la distancia de algunas líneas encima del baño. La chimenea está provista de cámaras de condensacion. El fuego de leña se dirige de manera que el metal se mantenga siempre en fusion. Se evita una temperatura mas elevada que la que absolutamente se necesita para llegar á este punto. El ensayador toma de tiempo en tiempo algunas muestras con una pequeña barilla de hierro encorvada, á la cual se adhiere una gota de plata. La refinacion se ha concluido cuando despues de la especie de velo negro que desciende á lo largo de la gota durante el enfriamiento, baja con uniformidad, y cuando despues de enfriada la gota es de un blanco perfecto. La conduccion del fuego en esta operacion es enteramente la misma que en el ensayo de la plata.

Cuando la plata de copela contiene mucho plomo se añade cobre para facilitar la oxidacion del plomo, y cuando por el contrario, contiene mucho cobre, como sucede en la que proviene de los minerales amalgamados se añade plomo.

Hay dos cámaras de condensacion, una colocada sobre la otra y en ellas se recoge todos los trimestres el polvo que se reune; el de la cámara inferior contiene por término medio cerca de 5 marcos de plata por quintal, y el de la cámara superior de 1 á 2 marcos.

2652. Las pruebas comparativas á que se han sometido los hornos para las copelas de marga, han suministrado los resultados siguientes: se ha obtenido una cantidad mayor de litargirio mercante y una gran cantidad de litargirio de reduccion. Los fondos de copela han disminuido en la misma relacion. Asi se han evitado una parte de los gastos y la pérdida en plomo que se ocasionaba por el tratamiento de los fondos de copela. A mas de estas ventajas las copelas de marga han suministrado una cantidad de plata mas considerable y tal que esta sola circunstancia deberá decidir para concederla la preferencia. La marcha de la operacion ha parecido á la verdad un poco mas lenta y el consumo del combustible se ha encontrado un poco mayor, pero la diferencia es poco importante y resulta aparentemente que la lentitud ha conducido á la oxidacion del plomo á producir una colada mas completa de litargirios.

2653. Volvamos ahora sobre la teoría que esplica los diversos hechos que se observan en la copelacion. Los plomos de obra que se tratan están siempre muy impuros, porque las galenas argentíferas estan acompañadas de sustancias metálicas muy variadas. Basta por otra parte que el plomo se pueda copelar, y como los plomos aun los mas impuros se hallan en este caso, no se busca el modo de aumentar sin necesidad la dificultad de su estraccion. Los plomos que generalmente se pasan á la copela son los impuros.

El primer efecto que esperimentan por parte del fuego consiste en una verdadera licuacion que haciendo correr al plomo purificado se separan diversos sulfuros menos fusibles y mas ligeros que él. Estos sulfuros sobrenadan y se quitan antes de comunicar el viento. Estos son los abzugs.

Luego que los fuelles se ponen en juego principia la oxi-

dacion: á medida que el óxido de plomo se produce se une á los sulfuros ácidos, es decir, á los de arsénico ó de antimonio que la licuacion precedente no habia separado. Tambien se forman litargirios impuros que contienen antimonio ó arsénico, ya en el estado de sulfuro ya en el de ácidos oxigenados, que se producen un poco despues. Estos primeros litargirios llevan el nombre de *abstrichs ó litargirios negros.*

Véase como ejemplo el análisis de los abstrichs de la fábrica de Pont Gibaud practicado por M. Berthier.

Oxido de plomo	89,2
Oxido de antimonio arseniatado	5,8
Oxido de hierro	0,5
Arcilla	4,4
	100,0

Cuando la formacion de los abstrichs ha terminado, empieza á presentarse el litargirio mercante. Esta sustancia no está por lo tanto pura, porque á ésta época el cobre contenido en el baño se oxida á su vez. Asi los primeros litargirios mercantes son cobrizos.

Citaremos tambien aqui el análisis de los primeros litargirios de la fábrica de Pont Gibaud: estos contienen segun M. Berthier:

Oxido de plomo	98,0
Oxido de antimonio arseniatado	1,1
Oxido de cobre	Señales.
	99,1

Pero como el cobre se oxida con mayor facilidad que el plomo es facil concebir que estos litargirios irán mejorando á medida que avance la operacion y que la proporcion del cobre disminuirá partiendo desde el principio hasta el fin de la operacion.

Cuando se aproxima el término de la copelacion se forma nueva variedad de litargirios conocidos con el nombre de *litargirios ricos*; estos contienen efectivamente cierta cantidad de plata metálica en granallas diseminadas y deben recogerse y reducirse para estraer esta plata por medio de una nueva copelacion.

En fin, durante la produccion de los litargirios se forman algunas señales de óxido de plata que se unen al óxido de plomo. Este óxido de plata se encuentra en la mayor parte de los productos que se preparan con los litargirios, es decir, en el acetato de plomo, en el abayalde de Ayche, en el sulfato de plomo de las fábricas de telas pintadas, etc.

Asi como la composicion de los litargirios varian las diversas épocas de la copelacion, asi los productos volatilizados ó arrastrados que forman el humo presentan unas variaciones correspondientes. Durante la formacion de los abstrichs, los humos son blancos y consisten esencialmente en sulfato y arseniato de plomo. Durante la formacion de los litargirios el humo le compone esclusivamente el óxido de plomo puro.

M. Berthier ha practicado el análisis de los humos que se producen en Pont Gibautd y que se depositan sobre las paredes fuera de los hornos de copelar: estos son los humos blancos y ha encontrado en ellos

Sulfato de plomo.......	20
Arseniato de plomo....	10
Carbonato de plomo....	33
Arcilla	20
Carbonato de cal.......	17
	100

Las dos últimas sustancias son accidentales y provienen de la misma pared en que se han depositado los humos que se ha mezclado al rasparla para arrancar estos. El carbonato de plomo proviene de la accion que el óxido depositado desde luego ha ejecutado sobre el ácido carbónico y el aire ambiente.

Terminada la copelacion es necesario tambien sacar partido de los despojos de la copela, de los abstrichs y de los litargirios obtenidos. Estos se introducen algunas veces en el comercio; pero no teniendo la salida suficiente tal vez en razon de no ser su aspecto mercante, hay precision algunas veces de reducirlos. Los abstrichs se reducen siempre. Como los litargirios producen en general plomo muy dulce y los abstrichs plomo duro y agrio, es necesario reducir siempre separadamente estas dos clases de materias.

Esta reduccion se hace siempre por medio de un horno escocés. Las escorias que provienen de estas fundiciones son ricas, y deben por lo tanto repasarse en el horno de manga.

2654. Se advierte segun todo lo que precede que la copelacion no es una operacion absoluta puesto que solo se estrae por su medio una parte de la plata contenida en el plomo y deja en todos los productos oxidados que se forman tanta mas cantidad de plata cuanto mas rico es el plomo. De

suerte que un plomo demasiado rico siendo copelado, producirá muchos litargirios susceptibles de reproducir un nuevo plomo de obra por su reduccion. Esto sucederá solamente por una continuacion de operaciones semejantes que llegarán á empobrecer convenientemente el plomo sin alcanzar jamás el resultado absoluto que consiste en estraer toda la plata contenida en el plomo. Todas las operaciones de copelacion presentan mas ó menos este resultado y suministran unos litargirios ricos que reproducen nuevos plomos de obra.

Se apreciará fácilmente este punto de vista, echando una ojeada sobre la tabla siguiente ejecutada, por M. Berthier.

Cantidades de plata contenidas en 1000 kilógramas de diversos plomos obtenidos en Pezay.

Origen de los plomos.	Plata contenida.	
Primer plomo de obra del schlich...	2 kil.	289000 (1)
Plomo de las grasas del schlich....	0	861150
Plomo total del schlich...............	2	198350
Primer plomo del abstrich, etc.....	2	775380
Plomo de las grasas del abstrich, etc.	0	965320
Plomo total del abstrich, etc........	2	568900
Primer plomo de copela rica.........	1	895810
Plomo de las grasas de copela rica.	1	000000
Plomo total de copela rica...........	1	614430
Plomo de litargirio....................	0	098790
Plomo de copela ordinaria...........	0	323190
Plata en torta..........................	954	689000

(1) La kilógrama vale 2,18 libras.

2655. No conocemos los resultados económicos del método de copelacion que emplean en Inglaterra; pero no sucede lo mismo con respecto á la copelacion ordinaria, ni con respecto á la que se ejecuta en las copelas de marga.

Véanse desde luego los resultados relativos á la copelacion ordinaria en las copelas de ceniza, tal como se practica en Pezay.

MATERIAS SUCESIVAMENTE FUNDIDAS Y PRODUCIDAS.

DESIGNACION.	Cantidades.	Plata contenida.	Leña.	Carbon.
	k.	k.	Steres (1).	Carga.
Plomo de obra	1000,000	2,198350	0,784	0,012
Abstrich y último litargirio	28,000	. . . . . .	0,011	0,150
Plomo de obra de los abstrichs	25,000	0,063710	. . .	. . .
Copela ordinaria	128,000	. . . . . .	0,054	1,120
Plomo de copela ordinaria	89,320	0,128861	. . .	. . .
Copela rica	14,000	. . . . . .	0,011	0,144
Plomo de copela rica	11,000	0,018380	. . .	. . .
Litargirio mercante	83,000	. . . . . .	. . .	. . .
Plomo de litargirio mercante	75,000	0,007420	. . .	. . .
Litargirio de reducir	857,000	. . . . . .	0,173	2,006
Plomo de litargirio de reducir	777,000	0,076900	. . .	. . .
Plata en tortas	2,k. 233240	2,142100	. . .	. . .
Plata fina	2, 132100	2,132100	. . .	. . .
Total	. . . . . .	. . . . . .	1,033	3,432

(1) El ster equivale á 17,9909 fanegas.

En la tabla siguiente se han reunido todos los datos económicos relativos á una operacion de copelacion ejecutada en Freyberg en unas copelas de marga.

Carga.

	Plomo.	Plata.		
	k.	k.	gr.	c.
5,038 k. plomo de obra que contiene..............................	5012	25	750	21

Produccion.

	k.	gr.	c.		k.	g.	c.
27 k. 242 gr. 97 cent. plata de copela que han producido........	25	624	16	contienen	25	14	52

	Plomo.			
946 k. litargirios amarillos que contienen..............................	851 k.	»	»	»
1,692 litargirios negros...........	1523	»	»	»
746 litargirios para reducir......	672	»	»	»
747 litargirios pobres............	677	»	»	»
249 abstrichs....................	174	»	»	»
4,380 litargirios y abstrichs.....	3897	15 k.	14 g.	52
1,094 fondos de copela...........	767	»	342	09
Suma............	4664	25	356	61
Pérdida............	348	»	»	»

Consumo.

Marga........ 647 kilógramas.
Leña.......... 5 metros cúbicos 209

Gastos para 100 quintales métricos.

		fr.	c.
Plomo de obra..................	100 quintales métricos	13,875	45
Leña...........................	1047 métros cúbicos	48	39
Marga..........................	13 quintales	4	51
Gastos para los trabajos....		21	50
Suma total de los gastos..............		13,949	85

Nota. El quilógrama es equivalente á 2,18 libras.
La grama equivale á 2,04 granos.
El metro cúbico es igual á 46,2265 pies cúb icos.
El quintal métrico es igual á 218 libras.

TRATAMIENTO DEL COBRE ARGENTIFERO.—LICUACION.

2656. En los métodos que acabamos de dar á conocer, no se encuentra el cobre generalmente sino en muy pequeña cantidad, y por lo tanto no representa ninguna en el cálculo económico de las operaciones. Sin embargo, puede haber necesidad de tratar algunos compuestos que contienen mucho cobre, los cuales no presentarán ventaja alguna en su esplotacion sino en razon de la produccion simultánea de cobre y de plata. Si la estraccion de plata, por ejemplo, solo pudiera cubrir los gastos, será necesario para realizar un beneficio que el cobre se pueda estraer en cantidad considerable de las materias esplotadas. Aqui nos vemos condu-

cidos por lo tanto á dividir tambien el tratamiento de los minerales de plata en dos séries: la una contendrá los minerales cobrizos pobres en cobre, en los cuales la produccion de este metal se considerará como accidental; la otra contendrá los minerales cobrizos ricos en cobre, en las cuales la produccion de este metal será mirada como indispensable. Estos últimos serán los que confundamos con el nombre de *cobres argentíferos.*

Los cobres argentíferos pueden provenir directamente de las minas, cuando estas son argentíferas. Estos cobres son tambien muchas veces unas aleaciones comerciales, cuyos elementos es ventojosa separar por diversas circunstancias que seria demasiado prolijo enumerar aqui. Tomaremos desde luego el caso mas complicado y examinaremos sucesivamente los numerosos métodos que se han puesto en práctica para esta clase de tratamiento. Es constante que el tratamiento completo de un mineral de cobre argentífero, nos ofrecerá mas dificultades que el de una aleacion cualquiera. En primer lugar estudiaremos el tratamiento completo, é indicaremos al terminar los métodos mas sencillos que tienen por objeto la refinacion de las aleaciones cobrizas.

2657. Cuando los minerales de cobre contienen una cantidad de sulfuro de plata bastante grande para que su estraccion sea ventajosa, se tratan los mates ó el cobre negro que proviene de ellos por la licuacion y aun por la amalgamacion. Esto mismo es lo que sucede en la esplotacion del pais de Mansfetd descrita con cuidado por M. Manes en una memoria (análes de minas, tomo IX, página 3 y siguientes. Vamos á examinar segun este importante trabajo procedimientos y los productos.

En los diversos distritos del pais de Mausfetd, se en-

cuentran algunos minerales que se pueden dividir en tres clases, segun la cantidad de plata que contienen.

La esplotacion se ejecuta por unos procedimientos desde luego análogos á los que hemos descrito relativamente al cobre; pero una vez que han llegado al estado de cobre negro, cambia el tratamiento, porque la plata que constantemente acompaña al cobre se halla concentrada lo suficiente para poder proceder á la separacion de los dos metales.

En Mansfeld se esplotan unos squistos arcillo-calcáreos muy bituminosos, y á veces lo bastante para poder arder sin la adicion de combustible. Ademas de la ganga arcillosa, calcárea ó ferruginosa que se encuentra en proporciones variables, contienen estos squistos cobre piritoso, cobre sulfurado y algunos minerales de cobalto argentífero muy diseminados. La cantidad de plata que contiene es tal, que el mineral bruto puede suministrar de 104 á 116 gramas (2084,16 á 2324,64 granos) de plata pura, por 1000 kilógramas (2180 libras) de mineral, lo que equivale á 1|9000 ó á 1|10000 de su peso; cuando se esponen estos squistos á la accion de calor en vasos cerrados, producen agua, aceites bituminosos y azufre; por la tostion producen ácido sulfuroso mezclado con vapores bituminosos y pierden su color negro para tomar un pardo rogizo claro. Véase el análisis que ha presentado M. Berthier

Minerales de Mansfeld crudo.

Silice	40,00
Alumina	10,70
Oxido de hierro	15,00
Carbonato de cal	19,50
Carbonato de magnesia	6,50
Cobre piritoso	6,00
Potasa	2,00
Agua y betun	10,30
	100,00

Este análisis no sirve para dar una idea muy general del mineral, porque como se concibe muy bien su composicion es variable. Es casi inútil hacer observar que en los esperimentos practicados en pequeño apenas puede hacerse constar la frecuencia de la plata, y que no debe intentarse el evaluar la porcion en que se halla este metal.

2658. En las fábricas tienen por costumbre el tratar estos squistos para privarlos de su betun antes de fundirlos. Se ha observado que la presencia del betun perjudicaba á su fusion. Los squistos de naturaleza calcárea, arcillosa ó ferruginosa, se tuestan separadamente: la tostion se ejecuta al aire libre. Para efectuarla, se coloca el mineral sobre un lecho de leña, dejando los canales necesarios para la circulacion del aire. Se tuestan 2000 quintales á la vez, y esta operacion dura de cuatro á diez semanas. El mineral pierde por la tostion 1|8 de su peso. Para apreciar los cambios que esta operacion produce en la composicion, vamos á citar los análisis que ha verificado M. Berthier sobre el mineral tostado.

Minerales de Mansfelt tostado en grande.

Silice.	50,6	43,8
Alumina. } Magnesia. }	23,4	17,2
Cal.	7,8	17,2
Oxido de cobre.	2,8	2,5
Oxido de hierro.	9,0	7,2
Azufre.	4,0	2,4
Pérdida por calcinacion.	0,8	6,0
	98,4	97,1

La tostion separa del mineral el agua, el betun, la mayor parte del ácido calórico y una porcion del azufre. Es necesario observar, sin embargo, que el hierro y el cobre deben quedar en parte en el estado de sulfuro. Segun esto, no se concibe bien la utilidad de esta tostion como lo advierte M. Berthier, y tanto mas cuanto que suprimiéndola produciria la combustion del betun un efecto útil en la fundicion.

2659. Sea como quiera la fusion de los squistos tostados, se verifica en un horno de manga, provisto de dos fuelles. Se disponen para esto capas sucesivas cerca de la boca.

20	quintales de squisto	ferruginoso.
14	id.	id. calcáreo
6	id.	id. arcilloso.
2	id.	grasas.
3 á 3 y 1/2	id.	cal fluatada.
3	id.	escorias ricas.
48		

Cuando el horno está caliente, se le llena hasta la mitad de carbon, y se da principio por cargar las escorias para ponerle en actividad y formar la nariz. Cuando el cubo del horno está lleno, se le comunica el viento y se carga el mineral, las cargas se componen entonces segun que se quema carbon de leña ó cokc, de

30 libras de carbon ó bien	75 libras de cokc.
150 libras de squisto	160 id. squisto.

La fundicion dura diez y seis horas y suministra cuando se quema carbon

3 quintales y 1[2 mate de cobre á 44 ó 45 por 100 de cobre.

1[2 quintal de hierro de fragmentos ferruginosos.

3[4 id. de escorias.

1[8 id. de grasas.

La fundicion con el cokc dura un poco menos y suministra menos hierro.

El mate y las escorias se separan en la pila de recepcion; para tomar una idea exacta de esta operacion; examinaremos separadamente cada uno de sus productos.

Segun M. Berthier, el mate se compone de

Cobre.....	58,6	ó sulfuro de cobre	77
Hierro....	13,2	y sulfuro de hierro	21
Azufre....	23,2		
Arena.....	00,6		
	95,6		98

La composicion de los fragmentos ó escrescencias ferrosas es notable. Se parece á la de la fundicion, y contiene segun M. Berthier.

Hierro.....	89,4
Cobalto....	7,8
Cobre.....	7,0
Azufre....	1,0
	100,0

Todo el cobalto contenido en los minerales, se acumula en estos fragmentos puesto que no se encuentra en los mates ni se perciben las escorias. Estas se componen en efecto segun el mismo químico de

Silice..................	49,8
Alumina.............	12,2
Cal....................	19,2
Magnesia.............	2,4
Protóxido de hierro...	13,2
Acido fluórico........	1,2
Alcali y pérdida......	2,0
	100,0

Los productos principales de la fusion son pues: silicatos terrosos y ferruginosos, una aleacion de hierro y de cobalto que contiene un poco de cobre, por último una mezcla de sulfuro de hierro y de sulfuro de cobre. La adicion del fluoruro de calcio aumenta la fusibilidad de las escorias, bien sea por su propia fusibilidad, bien suministrando cal á la silice, ó por su trasformacion en ácido fluosilícico que se desprende y en silicato de cal.

2660. Solo vamos á ocuparnos del tratamiento de los mates.

Estos se someten á seis tostiones sucesivas en unos espacios rodeados por tres murallas. La longitud de estos muros es de seis pies, su ancho de tres, su altura de cinco y el suelo está muy inclinado hácia la parte abierta. Cada vez se dispone en este suelo un lecho de leña en la parte baja y despues unas capas alternativas de mate y de carbon de leña. El todo se cubre con polvos de carbon que se quema al momento, y que se reemplaza á medida que se forma por los despojos de mate tostado que cae al pie del monton. Cada tostion se compone de 60 quintales de mate, y los seis fuegos exigen cincuenta y un dias.

En estas tostiones sucesivas, se forma siempre un poco de sulfato de cobre que se separa por medio del lavado, y que se estrae evaporando el líquido en unas cubas de plomo y haciéndolo cristalizar.

Cuando el mate esperimenta una desulfuracion completa, lo que sucede rara vez, se trasforma en masas laminosas de un color rojo subido, muy magníficas y compuestas segun M. Berthier de

Protóxido de cobre.....	72,0
Deutóxido de hierro....	13,8
Materias terrosas.......	13,8
	99,6

Al mate así preparado, se le somete á nueva fusion en un horno de manga, mezclándole con una 1/4 parte de escoria pobre. Cien partes de mate producen 30 ó 40 de cobre negro. Se obtienen ademas 16 de mate delgado que contiene el poco azufre que ha quedado en el mate sometido á la fu-

sion, y una escoria rica que se vuelve á poner en el horno de fusion de los squistos.

Véase segun M. Berthier la composicion de las escorias

Silice....................	33,6
Alumina.................	5,6
Cal.......................	5,0
Protóxido de cobre...	3,0
Protóxido de hierro..	51,5
	98,7

Estas escorias son compactas, pesadas, negras y magnéticas; se parecen á las escorias de forja.

Los mates que sobrenadan en el baño de cobre negro forman placas delgadas y un negro metalóideo, de fractura cristalina y estan mezcladas con una multitud de pequeños granos de cobre rojo. M. Berthier los ha analizado y ha encontrado en ellos

Sulfuro de cobre..	65,0
Sulfuro de hierro..	25,2
Cobre libre........	8,0
	98,2

Estos mates vuelven á pasar á la tostion.

En cuanto al producto principal, el cobre negro es un rojo mate, obra sensiblemente sobre la barra imantada y se compone segun M. Berthier de

Hierro...........	3,50
Azufre...........	0,56
Plata............	0,49
Cobre............	95,45
	100,00

M. Berthier no ha encontrado la menor señal de cobalto ni de nitro. Sin embargo, el cobre negro que se trata en grande, se considera como manchado mas ó menos de estos dos metales y de algunos metales terrosos en el estado habitual de la esplotacion.

2661. Sobre este compuesto es sobre el que se verifica el tratamiento necesario para la separacion de la plata. Para esto se pueden seguir diversos métodos. En el que se emplea en Mansfeld, se separa la plata del cobre por medio del plomo; y se pasa á la copela el plomo argentífero. Examinaremos esta operacion con algun detenimiento.

Tomaremos los datos necesarios para la inteligencia de esta operacion importante de las memorias de M. Manes sobre la fábrica de Hastad (1) y de las de M. Karten sobre la fábrica de Neustad (2).

Espongamos desde luego con exactitud las operaciones detalladas que componen este complicado tratamiento, cuya duracion se prolonga durante 3 años aproximadamente.

1.° *Division* ó quebrantado del cobre negro para disponerle á las operaciones siguientes.

2.° *Resfriamiento* ó preparacion de los panes de alicuacion por la fusion simultánea del cobre negro argentífero con

(1) Anales de minas, tomo IX, página 29.

(2) Anales de minas, tomo XI, página 469.

el plomo. Se obtienen ademas de esta operacion unas escorias que pasan en parte á los enfriamientos siguientes.

3.° *Licuacion* de los panes precedentes que por la mayor fusibilidad del plomo y la mayor afinidad de este metal con la plata producen plomo argentífero por una parte y resíduos cobrizos argentíferos tambien por otra. Aqui se obtiene ademas una escoria estalactica.

4.° *Copelacion* del plomo argentífero que por la mayor facilidad con que se oxida el plomo, queda la plata sola mientras que el plomo corre bajo la forma de litargirio.

5.° *Refinacion* de la plata.

6.° *Resudacion* del resíduo cobrizo del número 3, para desprender las últimas porciones del plomo y demas metales que pueda contener; de esta operacion se obtienen panes cobrizos, fragmentos cobrizos, y escorias.

7.° *Refinacion* de los panes cobrizos de los cuales se obtiene cobre roseta y una escoria.

8.° *Fusion* de las grasas y escorias donde se trata una parte de las escorias de enfriamiento, las de licuacion, el litargirio y suelo de la copelacion, las escorias y escamas que resultan de remover la materia y por último los resíduos de lavar los despojos del horno. Se obtienen de esta fusion unos panes de alicuacion pobres que liquidándolos producen un plomo de obra que pasa al enfriamiento y unas escorias ricas que se repasan cuatro veces y producen escorias pobres que se desechan.

9.° *Fusion* de las grasas de afinacion que producen unos resíduos cobrizos que se hacen resudar y afinar.

2662. La division de los discos de cobre negro se verifica por medio de mazos puntiagudos á cuyo choque se esponen en frio los panes poco gruesos. Los otros se calientan y

quebrantan á golpes de martillo. Este quebrantado no se verifica sino de tiempo en tiempo y se practica sobre pedazos duros y gruesos que se ponen aparte á medida que se quebrantan y se reunen hasta completar la cantidad suficiente.

Concluida esta division se pasa al enfriamiento, es decir, á la operacion que suministra la aleacion del cobre argentífero con el plomo. Se ejecuta las mas veces en unos hornos de manga; sin embargo, algunas otras se practican en hornos de reverbero. En los hornos de manga se carga desde luego la cantidad de cobre necesaria para formar una pieza; despues cuando el cobre empieza á correr se le añade la cantidad de plomo con que debe alearse con él casi al momento, el cobre que debe formar otra segunda pieza. Aunque no se introduce ningun fundente durante la operacion se forman sin embargo 5 á 6 por 100 de escorias que provienen sin duda de las cenizas y de la camisa del horno; el término medio de la composicion de estas escorias es

Oxido de plomo...........	63,2
Protóxido de cobre.......	5,1
Protóxido de hierro......	6,8
Alumina..................	4,7
Silice...................	20,1
	99,9

Todos los bajos estan alli al poco mas ó menos en el estado de bisilicatos.

En los hornos de reverbero se funde desde luego una cantidad de cobre proporcionada á su tamaño; despues se añade la cantidad de plomo necesaria para formar la aleacion.

Este metal entra inmediatamente en fusion; sin embargo, es necesario calentar fuertemente la aleacion durante algun tiempo, á fin de que estando en un estado muy líquido, pueda hacerse homogénea agitándola en todos sentidos. Una misma operacion produce 6 á 10 panes de licuacion y aun mas segun las dimensiones del horno.

Los panes se cuelan en forma de discos circulares de 24 á 26 pulgadas de diámetro y 3 á 3 y 1|2 de espesor, pesan de 3 y 1|4 á 3 y 1|2 quintales. Estas dimensiones son las mas favorables para separar el plomo arrastrando con él la menor cantidad posible de cobre. Es necesario enfriar con prontitud la aleacion rociándola con agua sin que pierda su homogeneidad; la parte superior de las masas contendrá mas cobre y menos plomo que la inferior.

La proporcion de plomo que se debe añadir al cobre es una cosa muy esencial porque se concibe que cuanto menor sea esta cantidad tanto menos trabajo costará separarla; la esperiencia de mucho tiempo ha probado que es necesario que los panes contengan 500 veces tanto plomo como plata y cuando mas 10 á 11 de plomo por 3 de cobre. Es notable que esta última relacion, sea al poco mas ó menos la de los números equivalentes de los dos metales.

Las mejores relaciones son pues en resumen

Cobre......	100,0
Plomo......	350,0
Plata......	0,7

De aqui se sigue que cuando el cobre contiene mas de 7|1000 de plata no se puede separar la cantidad conveniente de este metal por una sola licuacion. Cuando por el

contrario el cobre es muy pobre se le enriquece con el plomo que contiene plata.

Las piezas aleadas contienen ordinariamente, segun M. Karsten

Plata.......	Cantidad variable.
Cobre.......	21,43
Plomo.......	78,57
	100,00

2663. Sobre esta aleacion ternaria se ejecuta la *licuacion*; cuya operacion consiste en elevar la temperatura á un punto determinado. Por esta circunstancia la aleacion primitiva se divide en dos aleaciones nuevas, la una con esceso de plomo que es fusible á la temperatura del horno y la otra con esceso de cobre que no se funde á esta temperatura. Esta division no se verifica sino á cierto grado de calor pasado el cual se regenera la aleacion primitiva; de aqui se debe concluir que no es acertado el calentar vivamente los panes hácia el fin de la licuacion para separar las últimas porciones de plomo argentífero, y que será preferible el prolongar la operacion á una temperatura mas baja. Facil es advertir que la licuacion exige un cuidado muy grande de parte del obrero; debe conducirse de modo que se evite el contacto del aire, que se reparta el calor con igualdad y que la temperatura no se eleve lo suficiente para hacer entrar los panes en fusion; por esta circunstancia todos los ensayos que se han practicado para efectuar esta separacion en los hornos de reverbero no han tenido buen éxito. Todos estos principios generales serán mas fáciles de comprender comparando los re-

sultados obtenidos por M. Karsten, que ha examinado la composicion de la aleacion fusible en diversas épocas de la operacion.

La aleacion que se cuela durante la licuacion, y que lleva el nombre de plomo de obra, debe ofrecer si estos principios están fundados la misma composicion desde el principio hasta el fin: esto es efectivamente lo que se ha observado en siete muestras tomadas en épocas diferentes y que han dado los siguientes resultados á M. Karsten.

	1	2	3	4	5	6	7
Plomo.	97,8	97,9	97,3	97,6	97,2	97,8	97,3
Cobre.	2,2	2,1	2,7	2,4	2,8	2,2	2,7

Todas estas muestras contenian de 5,12 á 5,400 onzas de plata por 100 libras (0,003276 á 0,003370).

El mismo químico ha encontrado que la aleacion infusible al calor de la alicuacion presentaba tambien una composicion constante; esto lo advirtió por haber practicado su análisis sobre unas muestras que tomó en cinco operaciones diferentes ejecutadas en la fábrica de Neustadt. Véase este analisis.

	1	2	3	4	5
Cobre....	67,1	53,6	70,2	73,1	75,2
Plomo.	32,9	46,4	29,8	26,9	24,8

Segun esto, M. Karsten juzga con razon, que dos aleaciones que tienden á separarse contienen, la una doce átomos de plomo y uno de cobre; y la otra doce átomos de cobre y uno de plomo.

Los hechos siguientes apoyan esta suposicion, á pesar de

ser difíciles de esplicar si se admite que el plomo y el cobre se mezclan sin combinarse. En efecto, si despues de haber colado dos panes de aleacion destinada para la alicuacion, se enfria el uno con mucha rapidez echándole agua por encima, y el otro por el contrario con mucha lentitud, y se quiebra despues del enfriamiento, el primero parecerá perfectamente homogéneo, y en el segundo se destinguirán dos aleaciones, una de grano rojo y la otra de gris.

Por otra parte, cuando se rocian con agua los resíduos infusibles de los panes ya licuados para poderlos estraer del fogon con prontitud, se advierte que los que están enrojecidos hasta cierto grado, dejan resudar una aleacion de cobre y de plomo que contiene 0,0239 de cobre, como la que se cuela durante la licuacion, mientras que los que estan demasiado frios y los que estan demasiado calientes no presentan esta circunstancia. La esplicacion de este hecho es sencilla: cuando los panes estan demasiado frios no producen plomo, porque estan enteramente solidificados; cuando están demasiado calientes tampoco le producen, porque á esta temperatura constituyen una aleacion homogénea, que se solidifica inmediatamente por el contacto del agua fria; pero cuando no estan tan calientes y se encuentran blandos todavia, se verifica la separacion en dos aleaciones, y contrayendo fuertemente la aleacion infusible, el enfriamiento repentino hace salir en gotas la parte que todavia se halla líquida.

2664. Las operaciones que quedan por describir tienen por objeto general la separacion de la plata contenida en el plomo de obra, y la del cobre que se encuentra en los resíduos de los panes licuados. El tratamiento de los plomos de obra no ofrece nada de particular; estos se someten á la

copelacion y la plata refinada se introduce en el comercio.

Pasemos al tratamiento del cobre plomífero que queda en el horno despues de la licuacion. La primera operacion que se le hace sufrir lleva el nombre de *resudacion*: los hornos de resudacion pueden contener de 150 á 300 quintales de piezas licuadas. La operacion dura de veinte y cinco á veinte y seis horas y presenta muchos periodos. En el primero que dura cinco á seis horas, se calientan gradualmente las piezas para evitar el que se fundan por la aplicacion de un calor demasiado repentino; por esta operacion dejan resudar cierta cantidad de plomo argentífero. En la segunda que dura nueve á diez horas, se calienta con mayor fuerza y se abren las entradas de viento del horno para que las piezas puedan recibir el contacto del aire; entonces se cubren de una capa de óxido que se funde y corre por el suelo. Cuando la produccion de este óxido se detiene, se cierran los ventiladores para impedir el acceso del aire: entonces empieza el tercer periodo que dura tres á cuatro horas, la temperatura desciende, la aleacion se oxida y continúa corriendo, pero con menos abundancia que en el primer periodo. Al cabo de cierto tiempo vuelve á presentarse en mayor cantidad: asi que se advierte se abren las entradas del viento y se conduce este cuarto periodo de la operacion como el segundo, y dura de seis á ocho horas, por último cuando ya no se forma mas óxido, se sacan las piezas y se arrojan calientes al agua para separar las capas oxidadas de que estan cubiertas. Estas piezas pierden por lo regular el tercio de su peso en la resudacion.

M. Karsten ha encontrado en cinco piezas resudadas en la misma operacion.

	1	2	3	4	5
Cobre...	83,7—	85,6—	83,4—	87,2—	90,6
Plomo...	26,3—	24,4—	26,6—	22,8—	19.4

Donde se advierte que no contienen una aleacion en proporciones definidas.

Este químico ha sometido al análisis ocho muestras de la aleacion oxidada, recogida durante el curso de los tres últimos periodos de la resudacion, y las ha encontrado compuestas como siguen

	Segundo periodo.			Tercer periodo.		Cuarto periodo.		
	1	2	3	1	2	1	2	3
Oxido de plomo......	84,2	78,5	76,5	79,8	85,1	81,2	78,9	77,1
Protóxido de cobre..	4,1	7,9	7,9	5,1	4,1	4,3	6,3	7,6
Protóxido de hierro.	0,4	0,5	0,5	0,4	0,3	0,3	0,5	0,3
Alumina...............	1,1	1,7	1,8	1,2	1,0	1,2	1,8	1,8
Silice..................	10,2	11,4	13,3	13,5	9,5	13,0	12,5	13,2
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Se advierte que el óxido de plomo es la materia dominante de las aleaciones oxidadas, y que la proporcion de este óxido va disminuyendo desde el principio hasta el fin del segundo y cuarto periodo, mientras que aumenta desde el principio hasta el fin del tercero. La silice y la alumina proviene indudablemente de la arcilla de que estan construidos los bancos del horno.

La plata es arrastrada con el plomo en la aleacion oxidada, y la cantidad que las piezas resudadas retienen, es

proporcional á la cantidad de plomo que queda en ellas.

He aqui como M. Karsten concibe lo que pasa en la operacion del resudado. Conteniendo siempre los panes del horno mas plomo que la aleacion en proporciones definidas que se forma á la temperatura de la licuacion, una parte del metal escedente corre al momento que el calor ha llegado á cierto término. (Primer periodo.) Cuando se abren los pasavientos del horno, las moléculas de plomo que se encuentran en la superficie de los panes, se oxidan y funden arrastrando con ellas á la plata que contienen y á cierta cantidad de oxidulo de cobre que se forma al mismo tiempo; las moléculas de plomo oxidadas son reemplazadas por otras que se trasportan desde lo interior de las masas á la superficie. (Segundo periodo.) Como la oxidacion marcha con mas velocidad que los trasportes interiores de las moléculas de plomo, llega un momento en que es necesario disminuir el contacto del aire. (Tercer periodo.) Para evitar la oxidacion de una cantidad de cobre demasiado grande, y para que pueda restablecerse la homogeneidad de los panes. Cuando las moléculas de plomo concentradas desde luego en el centro de estos panes se reparte con uniformidad por toda la masa, se abren de nuevo los pasavientos y empieza un cuarto periodo semejante al segundo. Es probable que por un quinto y un sesto periodo análogos al tercero y cuarto, se llegaria á separar casi todo el plomo, y por consecuencia casi toda la plata de la aleacion; pero llega un término en que razones de economía impiden el repetir estas operaciones.

Podria creerse que el óxido de cobre que se encuentra en el óxido de plomo, resultaba de la accion de este sobre el cobre metálico, pero los esperimentos practicados por M. Karsten para conocer la accion recíproca del cobre y del

óxido de plomo, asi como la del plomo y del óxido de cobre, prueban que no sucede de esta manera (1).

Los productos de la resudacion son pues escorias plomíferas que se tratan para estraer de ellas plomo, los suelos del horno impregnados en óxido de plomo que contienen una proporcion notable de plata, y de los cuales se estrae el plomo argentifero bastante rico para poderlo someter á la copelacion; en fin, los fragmentos que quedan en el horno de los cuales se estrae el cobre. Ademas del plomo que hace parte de estos fragmentos, parece que contiene algunas veces hierro, niquel y cobalto. Todos estos metales deben separarse del cobre en la operacion del refinado.

2665. Esta operacion está fundada en la accion que el aire ejerce á una temperatura elevada sobre los metales que mancha el cobre, siendo este último metal menos oxidable que ellos. Pero aqui sobre todo solo importa considerar

(1) Este observador ha calentado las materias mezcladas en unos crisoles de Hese bien tapados en un horno de copela. La primer série de crisoles, contenia 1 átomo de plomo metálico, y 1 átomo de deutóxido de cobre; 1 átomo de plomo y 2 átomos de óxido de cobre; 2 átomos de plomo y 1 átomo de óxido de cobre, y 4 átomos de plomo, y 1 átomo de óxido de cobre; el deutóxido de cobre ha pasado en su mayor parte al estado de protóxido antes de reducirse á cobre, y los cuatro ensayos han producido una materia oxidada, en la cual contenia el plomo al poco mas ó menos seis veces tanto oxígeno como el cobre. En la segunda série ha empleado 1 átomo de óxido de cobre y 1 átomo de cobre metálico; 2 átomos de óxido de plomo y 1 átomo de cobre; 1 átomo de óxido de plomo y 2 átomos de cobre. Los resultados han sido absolutamente los mismos que en la primera série, es decir, que en la materia oxidada, el plomo contenia siempre seis veces tanto oxígeno como el cobre, cuya relacion era por consecuencia 3 átomos de óxido de plomo y 1 átomo de protóxido de cobre: luego la aleacion oxidada que se forma en la resudacion está mucho menos cargada de cobre, y por lo tanto no resulta ninguna accion del óxido de plomo sobre el cobre.

la oxidacion del plomo, entrando el niquel, el cobalto y aun el hierro en una proporcion muy pequeña en la aleacion. El refinado se practica en un horno dispuesto de manera que á medida que el cobre impuro entra en fusion, se pasa á una pila muy caliente, á cuya parte superior se dirige el viento de un fuelle; alli se forman unas grasas que se separan de tiempo en tiempo ó que se las hace correr por una canal. Las grasas tomadas al principio, al medio y al fin de la operacion están compuestas segun M. Karsten de

Oxido de plomo......	0,674	0,622	0,548	0,517
Protóxido de cobre...	0,062	0,104	0,192	0,198
Protóxido de hierro..	0,010	0,011	0,012	0,012
Alumina.............	0,031	0,034	0,034	0,034
Silice...............	0,223	0,229	0,214	0,239
	1,000	1,000	1,000	1,000

Estos son al poco mas ó menos unos bisilicatos. La alumina y la silice provienen de las cenizas y del suelo. Se advierte por otra parte que el resultado mas satisfactorio de estos análisis, consiste en la diminucion progresiva del óxido de plomo y en el aumento correspondiente del óxido de cobre como se podia esperar.

El cobre refinado contiene todavia 1|2 por 100 de plomo por término medio.

La operacion del refinado se dirige tambien de una manera análoga á la que hemos descrito para el tratamiento de cobre negro; al poco mas ó menos se observa el mismo fenómeno y es necesario dejarse dirigir por los caracteres físicos del mismo género.

2666. Para terminar la historia de este tratamiento com-

plicado añadiremos algunas palabras sobre los procedimientos que se aplican á los productos accidentales que resultan de él.

Ordinariamente se reunen para reducirlas, todas las materias oxidadas que produce, el tratamiento del cobre argentífero por la licuacion, á escepcion de los litargirios que se forman en la refinacion de las piezas resudadas que se reducen á parte como hemos hecho observar.

Las aleaciones de plomo y de cobre que resultan de la reduccion de las materias oxidadas, se someten á la licuacion, á la resudacion, etc., de la misma manera que el cobre argentífero enriquecido por las aleaciones.

En una reduccion practicada Neustadt sobre una mezcla de

65	quintales de escorias de aleacion.
88	grasas de licuacion.
100	litargirios.
42	suelo de horno.
5	paredes de horno.
12	capas oxidadas separadas de los panes.
82	aleacion oxidada de la resudacion.
394	

Las escorias medias estaban compuestas segun M. Karsten de

Oxido de plomo........	0,348	0,998
Protóxido de cobre....	0,016	
Protóxido de hierro...	0,056	
Cal..................	0,031	
Magnesia.............	0,009	
Alumina..............	0,129	
Silice...............	0,409	

Se refunden estas escorias con 0,08 de fluoruro de calcio; 0,02 de mineral de hierro; y 0,08 de escorias de la afinacion del hierro y las muchas escorias que resultan de esta fundicion ya no contienen sino 0,0412 de óxido de plomo y 0,0018 de óxido de cobre: estas se desechan.

En Neustadt bastan dos fundiciones, porque se hace uso del cokc para combustible; pero en las minas donde se emplea el carbon de leña, es necesario tratar las escorias cuatro veces y aun mas para despojarlas del plomo y del cobre que contienen. La adicion de los minerales de hierro y de las escorias de este metal desde la primera reduccion, facilitarian mucho á no dudarlo la separacion del cobre y del plomo. En vez de reducir las materias oxidadas para licuar en seguida la aleacion, seria mucho mas ventajoso el servirse de ellas para enriquecer el cobre argentífero, como se ha practicado ya con muy buen éxito en algunas fábricas. No se tratará separadamente sino las grasas de la refinacion del cobre, y las escorias que sirven para enriquecer el cobre argentífero.

2667. Los gastos que ocasiona la licuacion son bastante considerables, como lo prueba la tabla siguiente. En ella se han reunido los números relativos al consumo y á los gastos que se necesitan para licuar 1000 kilógramas de cobre negro en las fábricas del pais de Mansfied:

	m.			fs.	c.	
Carbon de leña.	10	3	que valen	134	80	470 fr. 80
Haces..............	1270	»		78	10	
Leña de cuerda.	0,8	»		7	»	1808 rs.
Plomo.............	535 k.	»		259	90	
Trabajo...........	»	»		47		

2668. El cobre argentífero puede tratarse tambien por

la amalgamacion como hemos hecho observar anteriormente. Este método exige unas operaciones muy complicadas y numerosas que nos bastará analizar.

Se toma el mate de cobre argentífero y se le tuesta en diversos tiempos, primero al aire y despues en un horno de reverbero. En seguida se le añade sal marina y creta; despues se tuesta de nuevo. Entonces se procede á la amalgamacion como de ordinario; el resíduo de amalgamacion se funde para cobre negro, y desde entonces entra la operacion en el trabajo ordinario del cobre.

Se ha tratado en esta operacion de practicar los métodos adoptados en Freyberg; tal vez seria muy ventajoso el tratar el mate tostado por un procedimiento análogo al que está puesto en uso en América. No seria muy dificil el hallar el magistral cobrizo necesario; pero se podrian esperimentar algunos inconvenientes, á causa de la presencia de un esceso de óxido de cobre, estando la tostion demasiado adelantada. Hay motivo para creer que el método americano permitirá tratar el mate crudo reducido á polvo fino.

Mas adelante indicaremos otro método que permite sacar partido, sin necesidad de gastos, de los cobres argentíferos mas pobres, considerando en estos los trabajos de afinacion de las materias de oro y de plata.

2669. Para completar la historia de la estraccion de la plata fáltanos manifestar los resultados económicos relativos al medio de produccion mas habitual, es decir, el procedimiento de amalgamacion. No tenemos datos bien detallados relativos al método americano; pero se evalúa el gasto en 50 ó 60 francos (190 ó 228 rs.) por cada kilógrama (2,18 libras) de plata obtenida segun las localidades. Pero los gastos de elaboracion, de útiles, de mercurio y aun de sal marina,

son muy exagerados y se reducirán mucho por esta causa. Los datos son por lo tanto incompletos y difíciles de apreciar; pero con respecto al método que se emplea en Freyberg, se poseen tales que nada dejan que desear. Hé aqui un resúmen practicado por M. Berthier sobre documentos oficiales.

Resultados obtenidos en Halsbrucke durante el tercer trimestre de 1822.

Se han tratado.

		k.	gr.	
	867706 k. de mineral de Freyberg, y contiene segun el ensayo........	1604	382	63 de plata.
	17650 de mineral del Haut-Elzgebrige que contiene.................	119	994	75
Total.	885356 k. que contienen.........	1724	477	38
	El mineral crudo......	885356 k.		

Ha producido sucesivamente.

Mineral tostado........	814,583	k.	
Plata amalgamada.....	15,557	»	
Amalgama enrojecida.	25,99	»	70
Plata impura...........	25,48	»	53

			k.	gr.	
	Esta plata impura contiene, de plata pura segun el ensayo..............		1792	351	
Hay que sustraer........	Para los ensayos	2 k. 232 88	65	090	28
	Como término medio..........	62 857 40			
	Queda de plata pura....................		1727	260	72
	Los ensayos indican....................		1724	477	38
	Escedente obtenido....................		2 k.	782	34

OBSERVACIONES.	CONSUMOS Y CAUSAS DE GASTOS.			GASTOS.	
Arranque del mineral....	Pago por esplotaciones..........	212237	65	256,865 fr.	65
	Concesion y otras contribuciones..............................	42707	00		
	Para los ensayos..................	165	00		
	Para el trasporte á la fábrica...	757	00		
Tostion.......	83883 k. de sal marina á 15 fr. 80 por 100.......	14253	50	29,109	20
	34 m. cúb. 7 de leña valen......	152	80		
	526 id. id. 7 de aceite............	9699	25		
	A los obreros tostadores..........	430	35		
	A los trabajadores................	695	30		
Amalgamacion.........	Trabajo de tamizar...............	789	00	6,533	15
	Id. de moler......................	1757	00		
	370 k. de mercurio perdido en la amalgamacion á 5 fr. y 60 c.	2072	00		
	861 k. 5 placas de hierro.........	403	35		
	Trabajo............................	1311	80		
Destilacion...	270 k. de mercurio perdido en la destilacion de la amalgama.	1512	00	1,894	35
	18 m. cúb. 9 de carbon..........	106	00		
	55 m. cúb. 8 de turba............	202	00		
	Trabajo............................	74	35		
Fusion de la plata........	22 m. cúb. 2 de carbon...........	124	35	284	65
	24 m. cúb. 6 de carbon para los ensayos............................	138	00		
	Trabajo............................	22	30		
			Total.......	294,687 fr.	00

Segun estos datos se advierte:

1.° Que para estraer la plata de 1000 kilógramas de mineral que contiene cerca de 0,0019 de plata fina, se gastan en Freyberg 328 francos teniendo presente el valor del mineral, ó 40 francos por todos los gastos del tratamiento, y que se consumen 0,454 kilógramas de mercurio que valen 2 francos 54 céntimos. (En la operacion se emplean 14,78 kilógramas; pero la mayor parte se recoge en la destilacion).

2.° Que para obtener 1 kilógrama de plata se gastan en el tratamiento 20 francos, y se consumen 0,364 de mercurio.

3.° Que para tostar 1000 kilógramas de mineral se gastan 53 francos y 35 céntimos, y que se consumen 95 kilógramas de sal marina.

4.° Que para amalgamar 1000 kilógramas de mineral tostado se gastan 7 francos y 10 céntimos.

5.° Que para destilar 1000 kilógramas de plata amalgamada se gastan 36 francos y 60 céntimos.

6.° Y en fin, que para fundir 1000 kilógramas de amalgama roja se gastan 94 francos (1).

En estos cálculos no se han comprendido los gastos de administracion, los imprevistos, ni el interés del capital empeñado en el establecimiento, que por otra parte solo modificaria muy poco los últimos resultados.

Todo lo concerniente á la produccion y movimiento de la plata se manifestará mas adelante con las indicaciones del mismo género relativas al oro.

CAPITULO XI (DUPLICADO).

MEMORIA *sobre un nuevo metal conocido con el nombre de oro blanco ó de platino*, por M. Macquer; *Memorias de la Academia de Ciencias*, año de 1758.

MEMORIA *sobre algunos esperimentos que tienden á determinar, por la copelacion y el apartado, solamente el título exacto de un riel que contiene oro, platino y cobre*, por M. Chaullet; *Anales de minas*, 1.ª série, tomo XXVII, página 105.

NOTA *sobre el platino hallado en una mina de Guadal-*

(1) La kilógrama vale 2,18 libras. El franco equivale á 3 rs. y 0,8 de real.

canal, por M. Vauquelin; *Diario de física*, tomo LXIII, página 412.

Sobre *los medios de hacer el platino marcable*, por M. Wollaston; *Anales de química y de física*, tomo XLI, página 43.

Sobre *la preparacion del paladio*, por M. Wollaston; *Anales de química y de física*, tomo XLI, página 113.

Sobre *la preparacion del osmio*, por M. Wollaston; *Anales de química y de física*, tomo XLI, página 114.

Investigaciones *sobre los metales que acompañan al platino, y sobre el método de analizar las aleaciones nativas ó los minerales de platino*, por M. Berzelius; *Anales de química y de física*, tomo XL, páginas 51, 138, 257 y 377, y tomo XLII, página 185.

2670. El platino es metal tan útil para las artes químicas y para los químicos en sus trabajos de análisis, que compensa bastante bien por esto mismo lo que le falta con respecto á las cualidades esteriores. Estas nada tienen de particular, y le colocan en un grado mucho mas inferior que al oro y á la plata para los trabajos de bisutería. Las verdaderas cualidades del platino consisten en su infusibilidad y en la resistencia á la mayor parte de los agentes químicos; asi que los usos de este metal son muy limitados separándole de las aplicaciones químicas propiamente dichas. Sin embargo, se hacen algunas alhajas de platino; tambien se aplica este metal sobre la porcelana á manera de oro; en fin, en Rusia se fabrica moneda con él. Pero esta última aplicacion parece estar fundada sobre unas consideraciones locales y momentáneas; porque la moneda fabricada con platino muy impuro no podria salir sin gran pérdida del pais en que tiene su curso legal.

El platino se encuentra generalmente en granos aplanados y muy pequeños. Tambien se encuentra, sin embargo, en pepitas mas ó menos voluminosas. Se cita una de estas hallada en el Choco que pesa cerca de medio kilógrama.

El platino se encuentra generalmente en los terrenos flojos antediluvianos. Las mas veces se encuentra con el oro en forma de lentejuelas, y se encuentran simultáneamente en las diversas aleaciones que compone el platino y sus metales congenerados, al paladio, al rodio, al iridio y al osmio.

Estas arenas platiníferas se esplotan en el Choco y en el Brasil, tambien se han encontrado en Santo Domingo, en estos últimos años se le ha descubierto en los montes Aurales donde es objeto de una esplotacion muy activa.

No es solo en estos terrenos flojos donde se encuentra el platino. Vauquelin le ha observado en algunos minerales de la mina de Guadalcanal en España. M. Bousingaut ha visto al platino formando filones en América. M. Gaultier de Claubry le acaba de observar en Francia en los minerales de plomo argentífero que contienen al platino en cantidad muy notable.

El método de esplotacion del platino podrá cambiar algun dia pero en el estado actual de cosas solo se estrae todo el que se espende en el comercio de las arenas platiníferas. Estas se someten al lavado y el resíduo purificado por la amalgamacion forma el mineral de platino que se conduce á las pocas fábricas que se ocupan de su tratamiento.

La estraccion del platino puro y el arte de amoldarle en rieles han ofrecido grandes dificultades á los primeros que se han ocupado de estas operaciones. Pero en la actualidad se han vencido estas dificultades y solo se pueden esperar

las perfecciones en el método de purificacion porque el trabajo de forja parece que se ha fijado ya definidamente.

2671. El platino no es fusible cuando está puro; desde el principio se trató de convertirle en un compuesto fusible que pudiera convertirle al estado de platino puro despues de haberle amoldado en rieles. Este sistema ha sido practicado en grande por Fanety, que convertia el platino en arseniuro de platino.

Fanety molia el platino y le lavaba para privarle de la mayor parte de la arena, del hierro titanado y del hierro cromado. Fundia en seguida en un crisol de tierra tres partes de platino preparado de este modo con seis de ácido arsenioso y dos de potasa del comercio. El crisol era bastante grande para contener cerca de cuatro veces la mezcla que se debia fundir á fin de evitar las pérdidas debidas á la efervescencia que causa el desprendimiento de ácido carbónico.

Avivando el fuego hasta la fusion completa se obtiene por este medio un boton de arseniuro de platino, y una escoria formada de arseniato de potasa. En esta operacion se desprende ácido carbónico y muchos vapores arsenicales que presentan un gran peligro si no se tiene la precaucion de operar en hornos muy ventilados.

Ademas del arseniato de potasa que forma la masa principal del boton, contiene este una parte de los metales que acompañan al platino. Genety le refundia tres ó cuatro veces con la potasa para purificarle. A decir verdad, era necesario fundirle mientras la potasa tomara color en la operacion.

El arseniuro purificado y quebrantado se funde de nuevo con tres partes de arsénico y una de potasa para tres partes de arseniuro.

Se obtiene en fin un boton del peso de 3,3 partes que contiene mucho arsénico.

Por una tostion prolongada, que se ejecuta en una mufla análoga á la de los hornos de ensayador, se le priva de este cuerpo. Cada calda dura seis horas y es necesario repetirlas muchas veces antes que todo el arsénico se convierta en ácido arsenioso. Este se desprende, lo cual hace la operacion muy peligrosa aun cuando se tomen todas la precauciones de ventilacion que reclama la prudencia. Al fin de cada calda, se introduce el riel en aceite.

Por último, cuando el riel parece que está suficientemente purificado se le moja en el ácido nítrico, despues se lava en agua hirviendo, se le calienta hasta el grado rojo para someterle á la accion del martillo, al principio se procede con precaucion y á medida que aumenta la consistencia se aumenta tambien la fuerza de los golpes del martillo advirtiendo que el riel debe enrogecerse de tiempo en tiempo para recocerle á medida que se encrudece.

Ademas de los graves inconvenientes que ofrecen los vapores arsenicales en este procedimiento se presenta otro obstáculo que ha contribuido mucho para hacerle abandonar. El arsénico se desprende bastante bien al principio de la tostion porque las últimas porciones retenidas por una afinidad mayor no pueden ya tostarse tan fácilmente, y el platino retiene siempre alguna señal de arsénico. En los primeros tiempos este platino no ofrecia nada de particular en su empleo, pero cuando se calentaba muchas veces hasta el grado rojo se convertia en póstulas que se separaban en forma de escamas inmediatamente. De aqui provenian tal número de agujeros que los aparatos quedaban enteramente fuera de servicio.

Vauquelin y Wollaston han imaginado uno y otro unos procedimientos fundados en la via húmeda y los han practicado en grande; M. Breant se ha ocupado con buen éxito del mismo tratamiento y le ha llevado á una perfeccion que no deja duda. Debo añadir que los señores Cuog y Coutirier cuyos productos nada dejan que desear, han hecho en estos últimos tiempos unas modificaciones ventajosas en la misma base del procedimiento.

Todos los fabricantes de platino proceden en la actualidad por la via húmeda. Sin embargo, los esperimentos recientes dan lugar á pensar que los procedimientos fundados sobre la via seca se pueden aplicar con buen éxito á este tratamiento.

Los fabricantes de platino guardan todos el secreto sobre los detalles de sus operaciones. Solo Wollaston ha hecho conocer de una manera muy circunstanciada el método que ha seguido constantemente en su esplotacion. Este método difiere poco del que siguen los fabricantes del platino de París.

De las memorias de Wollaston, tomaremos todo lo relativo á su ingenioso procedimiento.

2672. Se sabe que el platino puede obtenerse en el estado de pureza por su disolucion en el agua regia y precipitándole por medio de la sal amoniaco; mas para evitar que se disuelva el iridio contenido en el mineral debe tenerse cuidado de debilitar el ácido suficientemente. Cada parte de ácido hidro-clórico debe estar mezclado con igual cantidad de agua. Es necesario emplear el ácido nítrico, conocido bajo el nombre de simple *agua fuerte*. Por este medio se encuentra economía en la compra de este último ácido, y mas pureza en los productos.

En cuanto á la proporcion de los dos ácidos que convie-

ne emplear, indica Wollaston que una cantidad de ácido hidroclórico equivalente á 150 de base; mezclado con una cantidad de ácido nítrico equivalente á 40 de base, puede atacar á 100 partes de platino bruto, pero á fin de evitar las pérdidas de ácido, y para hacer tambien mas pura la disolucion es necesario operar sobre un esceso de 20 por 100 lo menos de mineral. Es muy útil dejar en digestion la disolucion tres ó cuatro dias aplicándola un calor progresivo. Despues de haberla decantado se la deja en roposo hasta que se precipite cierta cantidad de mina de iridio que se halla suspendida en el líquido. Entonces únicamente es cuando se mezcla la disolucion con 41 partes de sal amoniaco disueltas en 5 veces su peso de agua. El primer precipitado que se obtiene por este medio, pesa 165 partes y produce cerca de 66 de platino puro.

El agua madre contiene siempre cerca de 11 partes de platino y ademas algunas porciones de otros muchos metales. Para obtenerlos se precipita todo por medio de barras de hierro bien limpias, disolviendo de nuevo el precipitado en una cantidad conveniente de agua regia semejante por su composicion á la que hemos mencionado anteriormente. Pero en este caso es necesario mezclar con la disolucion antes de añadirla al amoniaco, una parte de ácido hidro-clórico concentrado para cada 32 partes de disolucion; de este modo se impide que el paladio y el plomo se precipiten al mismo tiempo que el hidroclorato amoniacal de platino.

Es necesario lavar bien el precipitado amarillo á fin de privarle de las diversas impurezas que como se sabe se hallan contenidas en el mineral, y por último, comprimirle bien para espulsar las últimas aguas de lavadura. En seguida se le calienta en un crisol de plombagina con grandes

precauciones; el calor débil que se emplea debe ser el preciso para espulsar en su totalidad la sal amoniaco, y tal que las partículas de platino adhieran lo menos posible las unas á las otras. De aqui depende efectivamente la ductilidad del metal.

2673. Si la preparacion se ha practicado con todas las precauciones convenientes, el resíduo de platino al salir del crisol será de un color agrisado y tendrá muy poca coherencia; se muele entre las dos manos de manera que se reduce á un polvo que debe ser bastante fino para pasar al través de un tamiz de linon.

Todo el platino que no haya adquirido este grado de tenuidad se molerá en un vaso de madera con un pilon de la misma sustancia; en ningun caso se emplearán cuerpos mas duros para esta operacion porque estos pulirán las partículas del platino y esto solo bastará para impedir el que se suelden unas á otras en lo sucesivo del procedimiento. Como el todo debe lavarse bien en agua pura podrá el operador al llegar al término de la operacion facilitar mucho su trabajo añadiendo agua á fin de separar las porciones mas finas que son susceptibles de quedar en suspension.

Lavando, agitando y decantando muchas veces las partes mas finas del polvo agrisado de platino, pueden obtenerse en un grado de pureza comparable al que nos proporcionan para los otros metales los diversos procedimientos de la metalurgia. Porque haciendo digerir ácido sulfúrico sobre el polvo gris de platino lavado de esta suerte, no se estrae una milésima parte de hierro; y si al fin de todas las operaciones se deja el líquido en reposo en un vaso á propósito, se deposita un lodo ó pulpa uniforme que está preparado para sufrir la operacion subsecuente de la presion.

El molde en que Wollaston opera esta presion es un cañon de laton de 6 pulgadas y 3[4 de longitud cuya forma interior es ligeramente cónica, lo cual facilita el desprendimiento del riel; este interior tiene en su parte de arriba 1,12 pulgadas de diámetro y 1,23 pulgadas á la distancia de 1[4 de pulgada del fondo. El canal que está ligeramente abocardado se cierra en la parte de abajo con un tapon de acero que penetra 1[4 de pulgada en su interior. Es necesario engrasar bien el interior de este molde con manteca de puerco y sujetar el tapon rodeando un papel en su superficie. Esta precaucion permite poder quitar el tapon con facilidad siempre que se ocurre; el agua contenida en el molde puede correr cuando se la hace sufrir cierta presion.

Preparado de este modo el cañon, se introduce su boca en un vaso de agua y se le llena del mismo líquido; se vierte en él en seguida el lodo de platino hasta que se encuentre enteramente lleno. Este lodo al caer en el fondo del agua no puede menos de repartirse con uniformidad por todas partes y sin dejar vacío alguno; en todo caso se evitaría esto por medio de una fuerte presion. Por otra parte se descubre si se ha formado algun vacío, pesando el cañon cuando está lleno, y comparando el peso que ha adquirido con el peso de agua y de platino correspondiente á su capacidad interior. Un disco de papel al cual se sobrepone otro disco semejante de tela de lana, se ajusta á la superficie superior del molde y deja pasar el agua cuando se comprime el depósito por medio de un émbolo de madera. Despues de esta primera operacion se reemplaza el disco de papel por otro de cobre, y entonces la pasta tiene bastante consistencia, para poder someter el cañon horizontalmente á la accion de una fuerte presion.

Cuando esta ha sido lo mayor posible se quita el tapon y se obtiene fácilmente la masa de platino por la forma cónica del molde. Esta masa entonces es tan firme y dura que se la puede manejar sin peligro de romperla. Se la coloca sobre un fuego de carbon hasta enrojecerla á fin de separar por este medio la humedad, quemar la grasa y darla mayor grado de cohesion. En seguida se le espone al fuego en un horno de viento elevándola por medio de un soporte de tierra cocida, 2 pulgadas y 1|2 sobre la regilla del horno. Este soporte debe estar cubierto de una capa de arena cuarzosa bien limpia, sobre la cual reposa la masa por una de sus estremidades. Entonces se la cubre de un vaso cilíndrico vuelto boca abajo, formado de la materia del crisol mas refractario y colocado de modo que los bordes de este vaso por la estremidad abierta reposen sobre la capa de arena; es necesario tener mucho cuidado con que las paredes del vaso no toquen á la masa metálica.

2674. Si se quiere evitar que el platino elaborado no se ahueque, que es el defecto ordinario de este metal, es necesario someter la masa al calor mas fuerte que se puede producir en un horno de viento. Cuando esta calor ha sido superior al que el platino debe sufrir en los usos á que se destina, se tiene la certidumbre de no haber dejado ninguna sustancia cuyo desprendimiento pueda verificarse por una temperatura mas inferior. El horno se alimenta con el cokc, la operacion dura cerca de sesenta minutos partiendo desde el momento en que el horno se enciende; y durante los cinco últimos minutos se aviva fuertemente el fuego.

Concluida esta operacion se retira la masa del horno; se coloca de canto sobre una vigornia y se la golpea por el estremo superior con dos martillos pesados de hierro, de tal modo

que no haya necesidad de volverla á meter en el fuego. Si al forjarla de esta manera se encorva el cilindro, es necesario guardarse de darle golpes en el costado para enderezarle, porque se quebraría inevitablemente, pero es muy posible ponerle recto aplicando los golpes con destreza en las dos estremidades.

Entonces la operacion se halla tan avanzada que el riel de platino puede recibir, como otro cualquier metal la forma que se le quiera imprimir con el auxilio de los procedimientos ordinarios que consisten en calentar y forjar sucesivamente. Cuando el riel está forjado se le limpian las escamas ferruginosas de que ha podido cubrirse su superficie al fuego, enlodándole con una mezcla húmeda formada de partes iguales en volúmen de borax cristalizado y de sal comun de tártaro. Esta mezcla en fusion es un disolvente activo de las impurezas que el platino contiene; y para limpiarle de ellas, basta colocar el cilindro enlodado de este modo en un crisol de platino, cubrirle con un vaso de tierra invertido y esponerle al calor de un horno de viento. Luego que se ha separado al riel del horno, se le coloca en un baño de ácido sulfúrico dilatado, que en pocas horas disuelve enteramente el flujo de que está cubierta la superficie. El riel preparado de esta manera puede tomar la forma de hoja ó la de alambre y sufrir en una palabra todas las operaciones que se ejecutan sobre los metales mas ductiles.

2675. Para poder juzgar de la importancia del consumo de platino, hemos reunido aqui las cifras de importacion y de esportacion de este mineral. Resultará un consumo medio de 100 kilógramas (2,18 libras) de mineral de platino cada año aproximadamente. Pero es poco probable que este número sea verdaderamente exacto. El platino ofrece

por otra parte, una propiedad que le es comun con los otros metales preciosos; esta es la de volver cuando se halla fuera de servicio á los talleres para tomar nueva forma. Pero hay la dificultad de tenerle que tratar nuevamente como si se estragera del mismo mineral, es decir, disolverle en el agua régia, precipitarle y volver á practicar en una palabra, todas las operaciones que acabamos de describir.

Esta circunstancia es muy incómoda porque hace subir el precio del platino trabajado á un grado muy alto, que asciende casi al doble del peso igual de platino sin trabajar.

Platino.

	Importacion.	Esportacion.
	k.	k.
1822	37,460	61,560
1823	76	»
1824	21,980	16
1825	259,820	»
1826	302,900	»
1829	56,100	»
1830	76,250	»
1841	90,110	»
	920,560	77,560

		k.
En ocho años.	Importacion.	920,560
	Esportacion.	77,560

CAPITULO XII.

TTATAMIENTO DE LOS MINERALES DE ORO.

Sobre *las minas de oro de Méjico; diario de minas*, tomo XXIX, página 101.

Viajes *á lo interior del Brasil, y particularmente á los distritos del oro y del diamante;* por M. Mawe, *anales de minas*, série 1.ª, tomo II, página 129.

Sobre *las minas de oro y de platino del Oural;* por M. Humboldt; *anales de minas*, série 2.ª, tomo I, página 178.

Memorias *sobre un nuevo método para el tratamiento de la pirita aurífera;* por M. Boussingault; *anales de minas*, série 2.ª, tomo I, página 319.

Nota *sobre los ingenios de oro, plata y plomo de Transilvania;* por M. Kersten; *anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 297.

Ensayos *practicados para separar el oro de los diversos minerales del distrito de Kreyberg; anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 315.

Sobre *la esplotacion y tratamiento de la pirita aurífera del valle de Anzasca en el piamonte;* por M. de Villeneuve; *anales de minas*, série 2.ª, tomo V, página 181.

Sobre *la composicion del oro argentífero* por M. Boussingault, *anales de minas*, série 2.ª, tomo III, página 279.

Cantidad *de oro esplotado en el Brasil; anales de minas* série 1.ª, tomo III, página 283.

Ensayos *de la historia de los rios y arroyos de la Fran-*

cia, en los que corren las pagitas de oro por M. de Reaumur; *memorias de la Academia de ciencias año de* 1718, página 68.

2676. El oro se manifiesta en la naturaleza bajo la forma metálica; esto esplica á la vez como es uno de los metales que los hombres han conocido desde los primeros tiempos de la formacion de las sociedades, y como es tambien uno de los que los pueblos mas salvajes saben esplotar.

El oro se encuentra en la naturaleza cristalizado en cubos, en octaedros, ó con unas formas derivadas de estos; tambien en laminillas, pagitas ó ramificaciones; en fin en granos ó en masas conocidas bajo el nombre de *pepitas*. Las pepitas de oro pueden tener un volúmen bastante considerable; M. Humbodt cita una de 12 kilógramas (26,16 libras) hallada en el Perú. Se refiere que en la provincia de Quito se ha estraido una masa de 50 kilógramas (109 libras.) En fin, estos últimos años ha ofrecido la Siberia unas masas de oro en sus minas, que hacen estos ejemplos mas comunes.

El oro nativo no siempre está puro, sino unido en la mayor parte de los casos á cierta cantidad de plata. Se pueden considerar las proporciones de estos dos metales como constantes al poco mas ó menos en la misma localidad; de suerte que en los paises donde se hace la recoleccion del oro, en los diversos cantones, los ensayadores conocen la composicion tan luego como conocen la localidad precisa.

Parece que el oro está ordinariamente combinado con la plata en proporciones definidas pero muy variadas. Sin embargo, solo hay una de sus combinaciones que haya sido distinguida por un nombre particular; este es el electrum de los antiguos mineralogistas.

Muchos de los minerales de oro esplotados, son unas pi-

ritas auríferas. Estas contienen unas cantidades de oro tan débiles, que es casi siempre imposible el reconocer el estado en que se encuentra en ellas este metal. Como una tostion anticipada es generalmente útil para poder amalgamar el oro que contiene, nos vemos conducidos á dudar si el oro que se encuentra en ellas se halla realmente en el estado nativo, aunque se haya admitido hasta el presente; el oro está diseminado en ellas bajo la forma de lentejuelas metálicas muy desenvueltas. Cuando recordamos la tendencia electro-negativa tan poderosa del sulfuro de oro, nos vemos dispuestos á imaginar que este metal podria muy bien existir en parte ó en su totalidad, bajo la forma de sulfuro doble, en los sulfuros de hierro ú otros que le contienen.

El oro se encuentra asociado á la pirita de hierro, á la de cobre, á la galena, á la blenda, al mispiquel, al cobalto gris, al manganeso litoideo, al teluro nativo, á la malaquita, á la plata sulfurada, á la plata roja, y al sulfuro de antimonio.

M. Brongniar que ha formado esta lista, observa que se halla asociado particularmente con las cuatro primeras sustancias, es decir, las piritas de hierro y de cobre, la galena, la blenda y el mispiquel, de tal manera que se hace invisible al ojo del observador, cuya circunstancia apoya la opinion enunciada anteriormente. En ciertos casos es verdad que al pasar la pirita al estado de óxido de hierro por la accion del aire ofrece unas pagitas de oro visible.

2677. El oro se encuentra en los terrenos primitivos, en los de transicion, en las trachitas, los trapns y en los terrenos de trasporte. El oro diseminado en forma de pagitas entre las arenas arcillosas y ferruginosas, se encuentra en una multitud de localidades.

Estas arenas auríferas forman algunas veces unas llanuras estensas y atravesadas por riachuelos, rios pequeños y caudalosos que acarrean el oro si nos referimos á las apariencias. En efecto, se ha supuesto hace mucho tiempo, que estos cursos de agua toman su orígen en las montañas auríferas, y que estas los suministran el oro que se encuentra en sus lechos. Muchas investigaciones se han dirigido en este sentido pero siempre han producido resultados negativos. En efecto, todas las circunstancias del fenómeno prueban que el oro de los rios provienen de las arenas sobre que corren. Estas arenas esperimentan una especie de lavado que deja las pagitas de oro en ciertos puntos mientras que las partes terrosas son arrastradas. Conforme á esta suposicion se observa que todo lo que pone las arenas en movimiento, favorece la aparicion del oro en los ángulos reentrantes del rio. Las tempestades y las grandes lluvias, son por lo tanto favorable para esta esplotacion. Se observa además, que los rios que suministran el oro en cierta parte de su curso, cesan de depositarlo cuando se asciende hácia su orígen.

Los rios pequeños y caudalosos que acarreaban el oro en otro tiempo, le acarrean tambien en la actualidad, y probablemente en las mismas proporciones; sin embargo, las esplotaciones que se verificaban en sus orillas, han cesado poco á poco, de tal manera, que las localidades mas célebres entre los antiguos no se esplotan ya. Esto consiste en que el valor real del oro ha cambiado singularmente desde el descubrimiento del Nuevo Mundo, en que la masa de oro que en aquel tiempo era suficiente para pagar los jornales de los obreros que se dedicaban á esta industria, solo pagaria en la actualidad una cuarta ó quinta parte de este trabajo.

No citarémos aquí todas las localidades que pueden suministrar el oro, porque son muchas las que están en este caso; así que debemos limitarnos á la enumeracion de las principales minas esplotadas.

En Francia existe una verdadera mina de oro, la de la Gardette en el valle de Oysans. Esta es de oro nativo en un filon de cuarzo; ha sido esplotada antes de la revolucion por Luis XVIII, entonces conde de Provenza. El filon de esta mina era demasiado pobre, y por esta causa se abandonó su esplotacion. Los rios auríferos son muy numerosos. Se citan como principales el Ariega, el Gardon, el Ceza, el Rodano, en las cercanías de Génova el Rhin cerca de Strasburgo, el Sale, el Garona cerca de Tolosa, el Hérault cerca de Mompeller, todas estas localidades solo tienen bajo este aspecto un interés histórico.

El Piamonte contiene minas de oro que se esplotan tambien en la actualidad con mucha ventaja. En Macuguaga al pie de Monterrosa, se encuentran unos filones de hierro sulfurado aurífero que se tratan de una manera muy activa.

En Alemania, el pais de Salzbourg suministra oro como veremos mas adelante. La Hungria y la Transilvania, poseen unas minas de oro muy importantes bajo todos aspectos.

Las minas de oro de la Siberia han tomado en estos últimos años una importancia que las coloca en un rango digno de fijar la atencion de los economistas. Segun su importancia actual, y segun las masas de oro que se han estraido de ellas, apenas se puede presumir cual será el producto dentro de algunos años, cuando se hayan reconocido todas las localidades y puesto en esplotacion las principales situaciones de este metal. La mina que se esplota actualmente, está situada sobre la costa oriental de los montes Ourales. El oro

se encuentra allí acompañado de los mismos minerales que se hallan en los depósitos auríferos del Nuevo Mundo.

El Asia contiene numerosas minas de oro, pero no se conoce la cantidad que suministra. El oro que producen no sale de esta parte del mundo.

El Africa posee unos terrenos auríferos muy numerosos é importantes. El Kordofan, el pais de Bambouk, el pais de Sofala suministran oro que introducen en parte en el comercio que se verifica en la costa. Los negros le trasportan en unos tubos de pluma de avestruz ó de buitre.

La América es el pais que ha suministrado las cantidades de oro mas considerables en los tiempos modernos. Este metal rara vez se encuentra allí formando verdaderos filones, mientras que en los terrenos de aluvion origina numesas esplotaciones.

La América septentrional produce muy poco y solamente en la Carolina del Sud. La América meridional y sobre todo el Brasil, el Choco y Chile son los paises mas productivos.

Méjico, el Perú y la Colombia suministran oro, pero el de Méjico proviene principalmente de las minas de plata de este pais.

2678. Los procedimientos puestos en uso para la esplotacion de los minerales son muy sencillos y se reducen generalmente á lavaduras que se terminan por la fusion del resíduo que es bastante rico. Algunas veces en vez de prolongar el lavado hasta la concentracion del oro, que es necesaria, para la fundicion, se detiene mucho antes y se termina la operacion por la amalgamacion que separa al oro de sus gangas. Algunas veces en fin se tuesta el mineral con el objeto de facilitar el lavado.

Estos diversos procedimientos, tan sencillos todos en su

principio, ofrecen otra dificultad que la que resulta de la proporcion de oro, generalmente muy débil, que se encuentra esparcida en los minerales. Se concibe en efecto que si el oro está en pagitas aisladas en una ganga ligera y friable bastará el lavado para separarle casi en su totalidad. Si por el contrario el oro está empeñado en una ganga densa y dura, la molienda y el lavado solo producirán un resultado imperfecto.

La naturaleza de las gangas debe pues sobre todo tomarse en consideracion en la eleccion de los métodos que se han de poner en uso para la estraccion del oro. En este sentido vamos á clasificar los ejemplos de esplotacion haciendo observar que la amalgamacion se aplica con buen éxito en todos los casos. Como el mercurio no ejerce aqui ninguna accion química es muy facil de disminuir mucho la pérdida, de suerte que las ventajas de la amalgamacion no estan sujetas á restriccion alguna.

2679. Vamos á describir en primer lugar los procedimientos puestos en uso para la estraccion del oro de las piritas auríferas, esplotadas en Marmato sobre las vertientes del rio Cauca. Esta esplotacion estudiada por M. Boussingault sobre los mismos sitios dará una idea general de los métodos que convienen á todos los casos.

El taller colocado sobre la pendiente de la montaña se compone de un tinglado bajo el cual se pueden colocar una docena de trabajadores; en el suelo se ha practicado un gran agujero circular de cerca de 6 pies de profundidad por 10 de diámetro. Al rededor de esta escavacion se colocan diez negras que se ocupan en quebrantar el mineral. Delante de cada una de ellas hay una piedra de pórfido que levanta cerca de 2 pies del suelo y está inclinada hácia el hoyo recipien-

te. La moleta de que se sirven ordinariamente es un pedazo de pirita que contiene cuarzo.

El mineral que se ha de moler se coloca cerca de ellas; este se compone de pirita en pedazos, las negras colocan uno de estos pedazos sobre la parte mas elevada de su piedra y le reducen á polvo á fuerza de golpes de moleta; en seguida le muelen añadiendo agua para facilitar su trabajo; á medida que la pirita se muele resbala al recipiente con la consistencia de una pasta líquida.

Cuando el recipiente está lleno de pirita molida se hace llegar á él una corriente de agua que se deja correr durante una semana teniendo cuidado de remover la materia de tiempo en tiempo; desembarazada ya la pirita de las tierras que podia contener, se procede al lavado.

Este se practica en un plato de madera llamado *batea*, que tiene la forma de un cono muy aplanado cuya base puede tener de 15 á 18 pulgadas de diámetro por 3 ó 4 de altura. Las negras ejecutan este lavado con una rara habilidad; estas ponen cerca de 20 libras de pirita molida en la batea y la introducen en el agua en que ellas mismas estan metidas hasta media pierna; entonces despues de haber diluido la pirita con la mano dan á la batea un movimiento giratorio muy rápido, teniendo cuidado de darle de tiempo en tiempo diferentes inclinaciones para facilitar la salida de las materias que se encuentran en suspension en el agua. Despues de haber continuado esta maniobra durante algunos minutos, sacan la batea del agua, y teniéndola con una mano bajo una inclinacion de cerca de 45°, hacen caer con la otra una gran cantidad de la pirita que se encuentra sobre el plano inclinado formado por la posicion de la batea. Del mismo modo continúan operando hasta obtener una pequeña cantidad

de pirita muy rica en oro; entonces redoblan su atencion y concluyen por obtener el oro casi puro. Cuando ya han reunido por este medio cierta cantidad de oro le hacen pasar de nuevo á la batea para limpiarle bien, y en seguida le secan en una pequeña estufa de hierro.

Despues de esta operacion se somete á un segundo y tercer tratamiento semejantes al primero, la pirita que ha sido arrastrada por las lavaduras; esta suministra constantemente cierta cantidad de oro. Cuando ya ha sufrido tres lavaduras se la pone en un monton y se la abandona al aire durante 8 ó 10 meses; al cabo de este tiempo se la muele como si fuera un mineral nuevo y produce otra cantidad de oro casi igual á la del primer tratamiento; la que resta se vuelve á colocar en un monton y se lava todavia prosiguiendo de este modo hasta que toda la pirita haya desaparecido en las lavaduras.

El agua que proviene de estas corre y deposita una pirita muy dividida, que se lava por los negros libres, los cuales obtienen todavia una pequeña cantidad de oro.

2680. Habiendo buscado M. Boussingault el medio de conocer la cantidad de oro que podia suministrar una pirita considerada como pobre, aunque sin embargo trabajada con utilidad por los negros, halló que producia 1/5000 de oro; pero él imagina que este número es menor que el verdadero porque esta pirita hubiera podido producir tal vez mas oro si se la hubiera espuesto al aire durante algunos meses.

Las diferentes operaciones practicadas en Marmato estan fundadas sobre la diferencia de densidad que existe entre el oro que pesa de 14 á 19 y la pirita que pesa cerca de 5. Se concibe que debe ser muy facil separar este metal por el lavado. La esposicion al aire de la pirita lavada es un buen

pensamiento porque una porcion del mineral pasa al estado de sulfato que es separado por las lluvias. La accion atmosférica se ejerce principalmente sobre el sulfato muy dividido; porque despues de haberla espuesto muchas veces al aire, los montones de mineral disminuyen de volúmen y la pirita restante queda en pequeños pedazos de forma cúbica. En lo interior de estos pequeños fragmentos que han resistido á la molienda y á la decomposicion reside el oro que se puede estraer todavia tratando la pirita segunda y tercera vez.

M. Boussingault propone el empezar este tratamiento por una tostion que produciria peróxido de hierro mas desmenuzable y ligero que la pirita y que por consiguiente se dejaria moler y lavar mas fácilmente; este químico se ha convencido por muchos ensayos de las ventajas de este procedimiento. El lavado se ejecuta entonces con tal facilidad que por este método se llega á descubrir la presencia del oro en las piritas, que solo contienen una cantidad de oro apenas apreciable.

La ventaja mayor que presenta la tostion de la pirita es debida á que el óxido de hierro aurífero que resulta de ella puede pasar al molino; una vez bien molido es yá muy fácil estraer el oro que contiene, porque se diluye tan completamente en el agua que basta para efectuar el lavado hacer caer un cañito de este líquido sobre el óxido colocado en una pila y agitarle con precaucion. Bien pronto queda separada la mayor parte del óxido y se percibe el oro mezclado con los granos de óxido de hierro mal molidos.

M. Boussingault ha tratado de separar el oro de las materias con que está mezclado, hácia el fin de la lavadura, por medio del mercurio, y esto lo ha conseguido muy bien

principalmente cuando el oro estaba en polvo muy fino.

La tostion podrá efectuarse bien sea en montones como en el Harz y en Cliessy, bien en unos hornos de reverbero. Para moler el óxido de hierro que proviene de la tostion de la pirita, se podría hacer uso de un molino de trigo como se practica en las fábricas de amalgamacion.

El óxido de hierro molido podrá lavarse en 3 ó 4 pilas grandes que esten en forma de anfiteatro; para separar el oro de las materias estrañas con que está mezclado al concluir las lavaduras, se podrá hacer uso de la batea y mejor que todo emplear el mercurio.

Una tostion en que se hagan entrar 5000 quintales de mineral podrá contener si está compuesto de pirita de Marmato, desde 1 hasta 13 quintales de oro.

Se concibe cuan fácil será la construccion de un horno contínuo de tostion, en el cual no se emplea otro combustible que la misma pirita. Se hallará sin duda alguna ventaja en añadir un poco de cal ó de calcárea al mineral para impedir el que se funda con demasiada facilidad y que se cuele en forma de mates.

Las modificaciones propuestas por M. Boussingault se podrán aplicar sin duda alguna ventajosamente á la esplotacion de la pirita aurífera que se trata en el Piamonte, pero será siempre necesario tener en consideracion las grandes variaciones que presenta la riqueza de las piritas esplotadas. Antes de decidirse á un tratamiento en grande seria necesario que los montones se formasen de otros mas pequeños ensayados cada uno separadamente con el mayor cuidado por los métodos de lavado ordinario. Sin esta precaucion habrá la esposicion de tratar en grande unas materias demasiado

pobres, y el peligro de esperimentar unas pérdidas considerables.

2681. En Marmato, como acabamos de observar, no se practica la amalgamacion, y se hace esperimentar á la pirita una descomposicion espontánea por su esposicion al aire. En el Piamonte no se efectúa esta descomposicion, y todo el trabajo se funda en amalgamar el mineral. Hé aquí en pocas palabras el procedimiento que allí se sigue.

En toda la estension del valle Anzasca desde Chamgnaga hasta Pie de Mulera, está muy esparcida la pirita aurífera; en Venzone se encuentra asociada á la blenda y á la galena. Muchas veces se encuentra formando venas; su riqueza es muy variable; produce desde 35 francos hasta menos de dos por quintal. Concluyendo, segun estos datos, los límites estremos de las cantidades de oro contenidas, se encuentra que la pirita contiene desde 0,000494 hasta 0,000010 de oro.

La esplotacion de estos minerales cuenta una gran antigüedad; desde aquellos primeros tiempos de su esplotacion han sido las piritas el objeto de un trabajo mas ó menos activo; en la actualidad hay un gran número de fábricas de amalgamacion situadas sobre los diversos torrentes que sulcan aquel pais. Estas fábricas consisten ordinariamente en unos pequeños edificios de madera que contiene cada uno 4 molinos de amalgamacion. Existen en todo el valle mas de 200 molinos.

Los minerales que salen de la mina se apartan y quebrantan antes de pasar al molino. Cada edificio contiene un molino de dos muelas para triturar el mineral.

Las dos muelas de trituracion estan colocadas en sentido

horizontal; la muela inferior está fija, y la superior se mueve por medio de una rueda hidráulica. En este molino se reduce el mineral á fragmentos del grueso de un guisante pequeño.

El mineral quebrantado de este modo pasa al molino de amalgamacion.

Estos molinos se componen de una cuba de madera asegurada sólidamente con aros de hierro; en el fondo de esta cuba hay una muela durmiente y sobre esta otra giratoria, tallada en segmentos que forman unas especies de estrias salientes y entrantes sobre la muela inferior. La cuba se eleva bastante sobre las muelas, lo que permite introducir en ella la cantidad de agua necesaria. En el molino de amalgamacion se introduce una pequeña cantidad de mineral triturado; allí basta verificar una nueva molienda; el agua agitada sin cesar por las espigas de hierro que conducen á la muela giratoria y que atraviesan el baño, tienen en suspension al mineral molido; de suerte que los pedazos mas gruesos estan siempre próximos á las muelas; el movimiento es por otra parte muy lento. Cuando ya estan trituradas las primeras partes, se añaden otras nuevas hasta que el molino contenga 60 libras de materia. Entonces se introducen en él 8 onzas de mercurio con una pequeña medida; cuando la amalgamacion ha llegado á su término, cuyo momento deben juzgar los obreros, se separan las materias despues de haber detenido la marcha del molino. Es indispensable que el mercurio no obre demasiado tiempo, porque de lo contrario se esperimentará una pérdida mayor de este metal; una parte de él pasa tal vez al estado de sulfuro; el tratamiento total de 60 libras, dura ordinariamente veinte y cuatro horas, á cuyo tiempo se hacen correr los lodos, se lava el resíduo

mercurial, se le pasa por el lienzo y se obtiene un pequeño boton de un color amarillo pálido que es la amalgama de oro.

Cuando se ha obtenido una cantidad suficiente de estos pequeños botones para formar el valor de 5000 francos, se hace una destilacion en una retorta de hierro, cuyo cuello se introduce en una cuba llena de agua para condensar el mercurio que se volatiliza. Esta operacion se ejecuta ordinariamente por el propietario de la mina.

La pérdida total del mercurio es igual á la cuarta parte del que se emplea, es decir, 2 onzas para cada molino pequeño de amalgamacion.

El método que acabamos de esponer exige un capital muy pequeño y permite tratar muy poca pirita á la vez. Cuando se advierte por el producto de un molino de amalgamacion que no hay ventaja alguna en perseguir la vena ó filon que se ataca, se la abandona sin haber hecho sobre esta vena una estraccion considerable á que se espondria un tratamiento en grande. Muchas veces se ha intentado el hacer las amalgamaciones en los toneles, operando sobre grandes cantidades; pero todos los que han intentado estos ensayos han tenido mal resultado.

2682. En el pais de Salzbourg se esplota el oro en filones y se separa por las lavaduras, la tostion y la amalgamacion. No se funden los minerales que contienen oro sino cuando hay una ventaja en separar la plata ó el cobre que muchas veces se hallan mezclados con el metal precioso. Vamos á describir sucesivamente los procedimientos que se siguen en estas diversas operaciones.

El mineral se divide en dos clases.

La primera es aquel mineral tan pobre que el oro no se puede distinguir en él. Este se pasa por el bocarte, pero es

necesario que á esta operacion preceda una tostion para hacer mas fácil la division por la accion de los mazos.

La segunda es aquella en que por su riqueza permite reconocer el oro; esta se pasa por el bocarte, y muchas veces se suprime la tostion. Terminada la operacion del bocarte se criban los minerales para facilitar la union del mercurio y del oro.

La tostion de estos minerales no se practica en todas las esplotaciones; sin embargo, esta operacion es muy útil, porque no solamente facilita la division de las gangas, sino que tambien desnaturaliza los sulfuros y los arseniuros, que son reemplazados por unos óxidos finos y ligeros.

El mineral bocartado se lava sobre las tablas movibles inclinadas, y en unas artesas á la mano. Haciéndole pasar sucesivamente sobre las tablas con un movimiento pausado, y despues á las artesas mas pequeñas; se llega, en razon de la densidad del oro, á separar este metal en gran parte de las tierras mas ligeras con que está mezclado; sin embargo, esta operacion no le conduciria sin pérdida á un grado de pureza conveniente; es necesario por lo tanto recurrir á la amalgamacion.

Esta operacion se ejecuta por un procedimiento particular que exige una máquina construida con cuidado. La que se usa en el pais de Salzbourg es una especie de molino ordinario, cuyas principales piezas consisten en una muela superior horizontal, encerrada en un cilindro ahuecado dentro del cual gira; encima de esta está colocada una tolba que puede bajar ó subir segun conviene; esta tolba tiene por objeto el esparcir sobre la muela una capa de mineral igual en espesor por todas partes, la cual es tanto mas considerable cuanto mas distante se encuentra la muela de la tolba.

Debajo hay colocados tres cilindros de hierro, en los cuales se mueven las muelas de amalgamacion ó *muelas corrientes*, cuyo eje puede subir ó bajar segun la naturaleza del mineral sometido á la accion. Este, arrastrado por el agua que se ha introducido por la muela superior por medio de una llave, cae sobre un plano inclinado, y llega á las muelas corrientes, recorriendo un canal de division que permite el que se reparta con igualdad entre los tres cilindros. Por último, un segundo plano inclinado permite pasar la amalgamacion á un lavadero al salir de las muelas corriente.

Cuando se quiere verificar la amalgamacion, se pone el mineral pasado por el bocarte, lavado y penetrado de cierta cantidad de sal marina, en la tolba de la cual desciende sobre el plano inclinado del cilindro hueco que contiene á la gran muela. Cuando la tolba ha quedado vacía, se vierte en ella cierta cantidad de mineral hasta que el cilindro se encuentre lleno, y se hace correr el agua á la muela del mineral. Esta agua arrastra al mineral sobre el plano inclinado y á los tres cilindros de hierro debajo de las muelas corrientes. La amalgamacion del oro debe operarse por la accion de las muelas. Antes de colocar el mercurio en los cilindros, se hace marchar el molino durante dos horas; se añaden 7 á 8 kilógramas de (15,16 á 17,44 libras) de mercurio de una vez. La cantidad de mercurio, de agua y de mineral que se introduce en el cilindro ahuecado en que deben amalgamarse los metales, están en la relacion de los números siguientes, 50, 30 y 100. En algunas fábricas se añade una cantidad de mercurio igual á la del mineral y el trabajo viene á ser por este medio mas seguro sin que á pesar de esto se ocasionen unos gastos demasiado grandes.

Es necesario añadir con mucha atencion el agua en esta

operacion; si se pone demasiada poca cantidad la mezcla queda pastosa, el movimiento del molino será muy difícil, y los minerales quedarán adheridos á las paredes de los cilindros donde permanecerán sin amalgamarse. Si por el contrario, se da demasiada fluidez á la mezcla, las moléculas de oro y de plata marcharán sin unirse al mercurio.

Segun esto se concibe fácilmente, cuán esencial es el no economizar el mercurio en esta operacion, porque este metal no obra sobre el oro y sobre la plata, sino en razon de la gran superficie que los presenta. Dando á los vasos en que se opera la amalgamacion la forma cilíndrica ó mas bien la forma de un cono inverso terminado por una esfera, se llega á estender la superficie del mercurio.

Por esta misma causa se imprime en la masa un movimiento de rotacion para que la fuerza centrífuga que el mercurio adquiere por causa de su movimiento, le haga subir á lo alto de las paredes del cilindro ó del cono que se ensancha mas y mas hácia la parte superior volviendo á caer el mercurio por su propio peso.

La cantidad de mercurio debe ser proporcionada mas bien al volúmen del mineral que á su peso. En efecto, los minerales ocupan en los cilindros un sitio tanto mas grande cuanto mayor es su ligereza, y debiendo el mercurio sobreponerse á la altura de la masa, se necesita una cantidad mayor de este metal para que se pueda verificar su union con los otros metales.

Si se emplea poco mercurio, la amalgama podrá ser sólida; entonces se convertirá en polvo ó en espuma que correrá con el agua que se hace salir de tiempo en tiempo, perdiendo por este medio una gran cantidad de oro y de mercurio. Si, por el contrario, el mercurio está en esceso él oro

se combina mas pronto y completamente con él: la amalgama queda fluida y se separa bien.

Se reconoce la buena marcha de un molino, y si la amalgama se tritura de un modo conveniente observando algunas indicaciones. Ya hemos dicho que se encuentran debajo de cada muela del mineral dos canales destinados á hacer correr el agua, y á cuya estremidad se encuentra un cilindro de hierro ahuecado, destinado á recoger los minerales para operar en ellos la amalgamacion. Si se observa en estos cilindros oro que no se ha amalgamado con el mercurio, será señal de que la muela esta demasiado elevada sobre el mineral; entonces el mercurio no estando agitado, queda en el fondo del vaso á causa de su pesantez. Si por el contrario, se observa en el cilindro hueco polvo de mercurio y espuma de la amalgama, es una señal evidente de que el mercurio ha concluido de apoderarse del oro, y que es necesario añadir nueva cantidad de mercurio.

La amalgamacion queda terminada despues de diez y seis ó diez y ocho horas; luego se procede al lavado que se practica por medio de un agua corriente que arrastra la tierra y despoja á la amalgama de las sustancias que no se hallan combinadas con el mercurio. Esta operacion se practica en una cuba de madera de forma cónica cuyo fondo está dispuesto por una inclinacion hácia el centro donde se encuentra una llave; á esta cuba se la imprime un movimiento circular para que los minerales estén siempre diluidos y sean trasportados por la corriente de agua, mientras que la amalgama cae por su propio peso al fondo de la cuba de la cual se saca en seguida con facilidad.

Sin embargo, cuando se separa la mayor parte de la amalgama, se diluye de nuevo la masa añadiendo cierta can-

tidad de agua, á fin de que las partículas de mercurio bajen con mayor facilidad al fondo de la cuba. Continuando en remover siempre la masa con igualdad, se hacen salir poco á poco los minerales diluidos por el agua, y por último la misma amalgama que se lava de nuevo en una máquina semejante.

Concluido el lavado, se procede á la separacion del mercurio. La primera operacion consiste en poner la amalgama líquida en una gamuza ó en un saco de lana que se comprime fuertemente. El mercurio que pasa al través de la piel, contiene todavia de veinte á veinte y cinco dineros de oro ó de plata por quintal, y por lo tanto es necesario volverle á pasar á los cilindros donde se vierte nueva cantidad de minerales. En algunas fábricas se pone la amalgama en unos sacos gruesos de cutí, por los cuales se filtra parte del mercurio ayudado por su propio peso, y parte por una fuerte presion. En el saco queda una amalgama sólida de oro que se pone aparte para la destilacion. Cuando se moja el saco queda en él mayor cantidad de amalgama, y el mercurio que corre retiene menos oro; cuando la amalgama sólida es muy pura, es bastante blanca, pero cuando se encuentra aleada con el plomo ó con el cobre, su blancura es menor y entonces no cruje al tiempo de quebrantarla.

Y en general, si la operacion ha estado bien dirigida, la amalgama contiene cerca de dos tercios de mercurio y uno de oro.

La amalgama sólida de oro, se descompone asi como la plata por medio de un tres-pies ó *candelero de amalgamacion* como el que se emplea en Freyberg. El oro privado por este medio del mercurio tiene un color mate debido á su porosidad; y si aun le quedan algunas porciones de mercurio,

las pierden en las fundiciones que se le hacen esperimentar despues.

El método que se usa en el pais de Falzbourg ofrece, como se advierte, algunas particularidades que vamos á discutir con preferencia. Las muelas de amalgamacion son semejantes á las que se emplean en el Piamonte; pero estas están alimentadas por un mineral que se halla molido de antemano, lo cual es muy ventajoso; el trabajo de la amalgama es mucho mas facil. Se emplea una gran porcion de mercurio; esta circunstancia debe imitarse siempre que la naturaleza del mineral lo permita, porque la estraccion del oro es por este medio mas rápida y completa. Pero con los minerales piritosos, parece que el esceso del mercurio causaria grandes pérdidas debidas á la sulfuracion de este metal.

2683. Los detalles que preceden permiten comprender todos los procedimientos igualmente sencillos que están puestos en uso en diversos paises para el tratamiento de los minerales de oro. Solo añadiremos algunos detalles relativos á la esplotacion de las arenas de los rios caudalosos y pequeños. Estas corrientes de agua que arrastran pajitas de oro con su arena, depositan sobre todo á este metal en los sitios donde su rapidez es menor; en aquellos en que su lecho se ensancha, y en particular en aquellas especies de ensenadas en que el agua empieza á perder su velocidad, y despues de los recodos donde el agua cambia su direccion, las piedras que se encuentran en el fondo del agua son tambien unos diques susceptibles de retener las partículas metálicas; asi, que los que se dedican á esta clase de esplotacion reunen con mucho cuidado la arena que rodea á estas piedras.

No es necesario penetrar á mucha profundidad para recoger estas pajitas. Las mas veces se lleva la arena hasta cuatro dedos de la superficie superior; sin embargo, los esplotadores de la Arriega profundizan dos pies al poco mas ó menos debajo de la arena.

El tiempo á propósito para buscar estas partículas metálicas, es aquel en que las aguas descienden. Entonces se toma con mayor comodidad la arena que se halla separada de las orillas. Por esto, como las aguas del Ródano bajan ordinariamente en el invierno, los naturales de aquel pais solo buscan las pajas de oro en aquella estacion; pero el mas favorable de todos los tiempos es aquel en que las aguas bajan poco tiempo despues de las inundaciones ó avenidas.

Las pajitas son á veees tan pequeñas y se hallan en tan corta cantidad entre la arena que se escapan á los ojos observadores. Lo que es mas facil de percibir, son los sitios ó la arena en que se hallan que tienen un color negruzco rojizo; esta arena es donde se han de buscar siempre, si hay oro, allí es donde se encontrará con mayor abundancia que en otra parte.

2684. La parte principal del trabajo de los esplotadores consiste en un gran número de lavaduras, porque solo lavando la arena se desprenden estas pajitas. He aqui como se practica esta operacion en las orillas del Rhin. El lavador elige en las orillas del rio un sitio que promete buen éxito, y en él establece sus pequeñas máquinas qne no exigen gran aparato. La pieza principal consiste en una plancha de madera que tiene cerca de 1 metro y 75 centímetros (6,2475 pies) de longitud sobre 0m 50 (1,7850 pies) de ancho y de 4 á 5 centrímetros (20,68 á 25,85 líneas) de espesor. En cada costado y en uno de sus estremos, tiene un reborde de 15

líneas al poco mas ó menos. Este último estremo apoya en la tierra y el otro descansa sobre una elevacion de 1 y 1[2 pies de alto. Sobre esta tabla inclinada, se aseguran ligeramente cinco pedazos de paño grueso de una anchura igual á la de la tabla y de cerca de 1 pie de largo. El primero se sujeta muy cerca del estremo superior, el segundo á 1 pie del primero, y el tercero paralelamente á 1 pie del segundo.

Sobre el estremo superior de la tabla, se fija una especie de cesta hecha de madera de cerezo silvestre en forma de criba: su fondo ofrece un óvalo cuya convexidad está vuelta hácia el estremo inferior de la tabla; esta es la primer criba al través de la cual pasa la arena para separar las piedras, los guijarrillos y demas cuerpos de un grueso análogo á los agujeros. Con una pala se llena la cesta de arena; por otro lado se vierte sobre ella agua que diluye la arena y la arrastra consigo al través de la criba; la tierra y el polvo son trasportados por este líquido hácia la parte baja de la tabla, y los granos mas gruesos son impelidos por el agua y arrastrados por su pesantez. En cuanto á los granos finos y pesados, quedan detenidos por los pelillos del paño que forman otros tantos diques dispuestos de espacio en espacio, y que no pueden vencer. Entre estos granos se encuentran las pajitas de oro.

Despues que la criba se ha llenado un cierto número de veces, los pedazos de paño cubiertos ya de arena, no se encuentran en estado de detenerla de nuevo: entonces se levantan de la tabla y se lavan en una cuba llena de agua para separar la arena aurífera.

Esta primer lavadura es demasiado grosera, pero se lava con mas precaucion la arena rica que se ha reunido. Una parte de esta se pone en un vaso de madera ahuecado en

forma de barco; el lavador le toma con las dos manos despues de haberle llenado de agua le agita ligeramente de una manera análoga á la que se emplea para cribar el trigo.

Este sencillo trabajo exige destreza y mucha paciencia. A medida que se repite esta operacion, se va separando arena blanca y ligera; la que queda tiene un color mas subido y en esta se empiezan á advertir algunas pajitas de oro. En las arenas del rio Ceza, de la Arriega y del Gardon, se encuentran tambien estas pajitas y de un grueso suficiente para poderlas coger á la mano. Por último, cuando despues de reiteradas lavaduras la arena que queda encima difiere poco de la que se deposita en el fondo, se suspende el trabajo y entonces la arena se encuentra en un estado conveniente para separar de ella el oro. Esta arena se calienta fuertemente á fin de sacarla y por encima se vierte el mercurio necesario y este se apodera de todo el oro que contienen las arenas.

2685. Los lavaderos de las arenas del Ródano se sirven tambien de tablas inclinadas, pero los pedazos de paño están reemplazados por unas pequeñas regueras que tienen dos líneas de profundidad y cuatro de ancho, y están colocadas paralelamente á los estremos de la tabla de 4 á 4 pulgadas; los del rio Ceza y el Gardon estienden sobre sus tablas unas pequeñas cubiertas que son de piel de cabra, de cañamo ó de lana. En algunos sitios donde corren estos últimos rios, cubren, cuando aumentan sus aguas, los naturales del pais con unas pieles de carnero los cauces de los molinos, y cuando las aguas descienden depositan sobre estas pieles las pajitas de oro que arrastran; en las orillas de la Arriega no emplean los lavadores la tabla inclinada; estos empiezan y concluyen su lavado en unos vasos de madera muy aplana-

dos hácia las orillas y con muy poca profundidad en su fondo; estos vasos los llenan de arena y los agitan en la misma agua de rio.

Cualquiera que sea el método que se ponga en práctica, es de todo punto imposible estraer todo el oro que contiene la arena, porque las pequeñas partículas son arrastradas con las grandes en la operacion del lavado y aun es muy probable, que los lavadores no separan de la arena todo el oro que han concentrado, á causa de la poca precaucion que tienen para amalgamarle.

CAPITULO XIII.

AFINACION DE LOS METALES PRECIOSOS.

DESCRIPCION *de un nuevo procedimiento de afinacion*, por M. D'Arcet Nieto; *Diario de física*, tomo LV, página 259.

CARTA *de M. Dicé sobre este asunto; Diario de física*, tomo LV, página 437.

INSTRUCCION *relativa al arte de afinacion*, por M. D'Arcet. París 1827.

SEGUNDA *instruccion relativa al mismo arte*, por M. D'Arcet; París 1828.

SOBRE *la separacion y afinacion de las materias de oro y de plata por el ácido sulfúrico; Anales de la industria*, tomo III, página 491.

2686. Acabamos de ver como se obtiene el oro bruto, y hemos manifestado antes del último capítulo una esposicion sobre los métodos que se emplean para la estraccion de la plata bruta; fáltanos describir los procedimientos que convienen para la purificacion de estos productos. La plata y el

oro que pueden encontrarse bien sea combinados, bien mezclados, no se pueden separar por los métodos del tratamiento ya descrito. Como las minas que se esplotan contienen casi siempre á estos dos metales, se advierte que el producto obtenido debe en general consistir en una aleacion variable de oro y de plata.

Ya hemos descrito por otra parte algunos procedimientos que se hallan puestos en uso para la afinacion del oro y de la plata; pero tenemos que considerarlos aqui bajo el punto de vista industrial y económico.

La afinacion de los metales preciosos es una operacion que se aplica principalmente á la separacion del oro y de la plata. Se concibe perfectamente su necesidad cuando se sabe que en las obras y monedas de plata, el oro se cuenta como plata, y que en las obras ó monedas de oro, la plata se cuenta como cobre. Estos por lo tanto son unos valores perdidos que es necesario recuperar por una separacion exacta; tal es el objeto de la afinacion.

En estos últimos años ha venido á dar á esta industria una importancia y una actividad estraordinaria, un procedimiento notable bajo todos aspectos. Este procedimiento consiste en el empleo del ácido sulfúrico concentrado que disuelve en caliente á la plata y al cobre sin tocar al oro. El sulfato de plata que resulta, se descompone por el cobre y reproduce toda la plata en su estado de pureza. En fin, el sulfato de cobre purificado por repetidas cristalizaciones, puede á su vez introducirse en el comercio.

Asi los productos de este tratamiento consisten en oro puro, plata pura y sulfato de cobre.

2687. La operacion se ejecuta de una manera muy sencilla cuando se trata unas aleaciones convenientes. Estas no

deben contener demasiado cobre porque este metal origina un sulfato que no se disuelve en el ácido sulfúrico concentrado mas allá de cierta proporcion. Tampoco deben contener demasiado oro porque el ácido sulfúrico no podrá atacar con facilidad á la plata y se obtendrá por resíduo un oro argentífero todavía.

La esperiencia ha demostrado que la aleacion mas conveniente para el tratamiento era aquella que contenia 950 partes de plata y 50 de cobre. Con respecto al oro no puede pasar de 0,200 sin inconveniente, y basta que contenga una milésima de este metal la aleacion, para que la operacion sea lucrativa.

La aleacion preparada en estas proporciones debe fundirse en un crisol y reducirse á granallas, haciéndola pasar cuando está fundida al agua fria. Cuando las granallas estan secas se toma una parte de estas y 3 1[2 de ácido sulfúrico concentrado. La mezcla se introduce en un vaso de platino que se dispone sobre un horno conveniente. El vaso de platino solo debe llenarse hasta cerca de los 2[3 de su capacidad á causa de la efervescencia debida al desprendimiento del ácido sulfuroso que podría hacer salir fuera del vaso una parte del licor. El vaso se cubre con un capitel de platino provisto de un pico que lleva los gases y los vapores á un aparato condensador, que varía segun las circunstancias locales. La capacidad de los vasos de platino varían y ordinariamente los hay de diversos tamaños para tratar con mas facilidad las aleaciones que se presentan sin necesidad de mezclarlas. Véase un ejemplo de esta clase de surtido tomada en la fábrica de la cual se ha dado el plano figura 1.ª, lámina 16.

1	vaso que puede tratar	24	kil. de aleacion.
2	id.	16	id.
2	id.	15	id.
2	id.	9	id.
3	id.	8	id. (La kil.=á 2,18 libras).

Al cabo de 2 horas de ebullicion queda terminada la disolucion en los vasos pequeños, y necesita 3 horas en los grandes.

Al principio de este arte la afinacion de las materias de oro y de plata por el ácido sulfúrico se ejecutaba en unos vasos de fundicion á los cuales se sustituyeron bien pronto los de platino que acabamos de describir, porque solo se encontraba este metal que pudiera resistir á la accion en caliente del ácido sulfúrico concentrado. Pero mas adelante se buscó el modo de evitar la necesidad de un depósito de fondos que pasaba muchas veces de 100000 francos (380000 reales) para el surtido conveniente de los vasos necesarios para la disolucion. M. Tocchi hizo en Marsella unos ensayos de un resultado feliz que probaron que se podian volver á emplear los vasos de fundicion en reemplazo de los de platino que estan todavía, sin embargo, puestos en uso en algunas fábricas. Se sabe que la fundicion y otras muchas sustancias metálicas resisten bastante bien á la accion de los ácidos concentrados. Se sabe tambien que en muchas operaciones industriales se emplea la fundicion para producir unos vasos que deben resistir al ácido sulfúrico concentrado y caliente; pero aqui estando el ácido en grande esceso y los metales que se trata de disolver siendo de aquellos que el hierro precipita de sus disoluciones debe pasar algun fe-

nómeno particular para que el vaso se encuentre preservado de la accion del ácido.

Parece que la concentracion del ácido es desde luego por sí misma un obstáculo para la precipitacion de la plata y del cobre por el hierro. Parece ademas, que la superficie interior del vaso se platea y el hierro deja de estar en contacto con el licor. Sería muy provechoso el estudiar estos fenómenos con cuidado bajo el aspecto físico. Sea como quiera la operacion marcha bien en los vasos de fundicion y en la actualidad hay muchas fábricas que no emplean otros.

2688. Es necesario observar que la cantidad de ácido es mucho mas considerable que la que sería estrictamente necesaria para convertir el cobre y la plata en sulfato; en efecto, el cálculo indica para este objeto las cantidades siguientes suponiendo que se obre sobre la aleacion mas pobre en oro.

50	partes de cobre exigen	155	de ácido sulfúrico.
949	id. de plata	861	id.
1	id. de oro	0	id.
1000	de aleacion.	1016	

Como se emplean en realidad 3500 de ácido sulfúrico para 1000 de aleacion hay un esceso de cerca de 2500 de ácido destinado á tener los sulfatos en disolucion y particularmente al sulfato de cobre.

Cuando la disolucion se ha terminado se retiran los vasos del fuego, y se deja enfriar y reposar la disolucion á fin de que el oro se pueda reunir. Se decanta el licor dos ó

tres veces y el resíduo de oro se lava con cuidado. Las aguas de lavadura se reunen á los sulfatos, el oro purificado se funde y cuela en rieles y se introduce en el comercio.

El licor ácido que contiene á los sulfatos se vierte en una caldera de plomo que contiene agua y recortaduras de cobre. Este líquido se calienta y el sulfato de plata se descompone al momento completamente. La plata se precipita y en su lugar se disuelve la cantidad proporcional de cobre. Es decir, que suponiendo que se hayan tratado 1000 partes de alcacion que contenia 950 partes de plata esta última exigirá 278 partes de cobre para precipitarse completamente.

Se recoge la plata precipitada, se la lava muchas veces y las aguas que resultan de esta lavadura se reunen á las de la caldera de precipitacion para la operacion siguiente. En fin, se hace secar la plata en una pequeña caldera de fundicion y cuando está seca se la funde en un crisol y se la da la forma de rieles.

La disolucion ácida que contiene al sulfato de cobre se evapora en unas calderas de plomo hasta que pueda cristalizar. En seguida se la conduce á los cristalizadores en los cuales se evaporan de nuevo las aguas madres para obtener nueva cantidad de cristales. De esta suerte se continúa hasta obtener un agua madre muy concentrada y casi formada enteramente de ácido sulfúrico. Este licor es conocido bajo el nombre de *ácido negro* á causa de su color, que es debido en gran parte á las materias orgánicas que se depositan durante su permanencia en los cristalizadores y que provienen del polvo etc. Los ácidos negros purificados por la concentracion pueden servir de nuevo, ó bien utilizarse en diversas operaciones industriales, que no exigen el empleo del

ácido sulfúrico concentrado y puro. La preparacion del cloro, la de las aguas de Seltz y otras muchas industrias se encuentran en este caso.

De 1000 partes de aleacion que contienen 50 de cobre y 950 de plata que exige 278 de cobre para su precipitacion, debe obtenerse una cantidad de sulfato de cobre proporcional al cobre que realmente se ha disuelto. Esta cantidad corresponde á 1385 partes de sulfato de cobre cristalizado. Siempre se obtiene una cantidad menor de la que presenta el cálculo; pero cuando se ha operado bien hay realmente poca pérdida.

2689. Concebido todo el conjunto de la operacion será facil presentar algunos detalles que hemos separado á propio intento.

La afinacion de los metales preciosos no puede practicarse sino en el seno de las grandes ciudades ó en sus alrededores; por lo regular acompaña á las fábricas de moneda ó á las ciudades donde hay un gran comercio de banco. En Francia, es París el punto que presenta mayor actividad. A pesar que la cantidad de ácido sulfuroso que se desprende asi como la del ácido que se evaporiza durante la disolucion, sean poco considerables, se hace indispensable la condensacion de estas materias.

El método mas práctico que hay puesto en uso para verificar esta condensacion, es precisamente el mismo que se ha descrito al tratar de los minerales de cobre en Inglaterra. Este método consiste en hacer pasar los gases y vapores á un canal que contiene una corriente de agua que marcha en sentido inverso á la corriente de gas. El canal está provisto en dos ó tres sitios de estanques superiores atravesados de agujeros que alimentan de agua á este canal y que la sumi-

nistran en forma de lluvia fina. Este aparato que funciona tambien en Swansea, producirá unos efectos ciertos en la industria que nos ocupa.

Tal es al poco mas ó menos el sistema que se practica en la fábrica cuyo plano está trazado en la *figura* 1.ª *lámina* 56. Los gases y vapores se escapan por una chimenea general *d*, *d*, y deben atravesar antes de llegar á ella un canal largo *b*, *b'*, que contiene agua destinada á la condensacion. Este aparato es suficiente para el objeto; pero en el caso en que se trata de formar una fábrica mas considerable el que está indicado mas arriba asegurará mejor la condensacion perfecta de los ácidos á causa del movimiento del agua de su division en lluvias y de la marcha encontrada que presenta á los gases, agua mas y mas pura, á medida que estos se despojan de los productos ácidos.

M. D'Arcet ha propuesto y aun practicado un sistema de condensacion al cual se refieren las figuras 2, 3, 4, 5 y 6 de la lámina 56. Este sistema consiste en dirigir inmediatamente los vapores á un tubo de plomo inclinado donde el ácido sulfúrico se empieza á condensar; á medida que se reune va pasando á un recipiente. Los gases pasan en seguida á dos cámaras de plomo sucesivas que contienen agua y en estas termina la condensacion del ácido sulfúrico y empieza la del ácido sulfuroso. Por último, pasan á un tambor que gira sobre unos ejes huecos que sirven para la entrada y la salida del gas. En este tambor se pone cal apagada para sorber el gas sulfuroso. El resíduo gaseoso que se escapa por la chimenea *p*, se diluye en un gran volùmen de aire despues de haber salido á la atmósfera. Pero en una fábrica donde se tratan 1000 kilógramas (2186 libras) de materias por dia, la condensacion del gas sulfuroso no exigirá menos

de 300 kilógramas (654 libras) de cal viva que constituyen un gasto muy importante; este medio ha podido pues convenir á las fábricas montadas en pequeña escala; mas para las que se forman bajo unas bases mas estensas, nos parece que el agua es el agente de condensacion que mejor las conviene. Basta para esto aplicarla bajo la forma mas favorable y económica.

2690. Hemos supuesto anteriormente que las aleaciones que se trataba someter á la afinacion eran todas de proporciones determinadas, pero esto no es asi, y es necesario hacer conocer ahora los métodos mas á propósito para producir una aleacion esplotable por medio de una aleacion cualquiera.

Considerando la cuestion bajo su punto de vista mas general puede haber precision de ocuparse de las aleaciones siguientes:

1.° Aleacion muy pobre de cobre y de plata.

2.° Aleacion muy pobre de cobre y de oro.

3.° Aleacion muy pobre de cobre, de plata y de oro.

4.° Aleaciones medias ó ricas de cobre y plata ó de cobre y oro.

5.° Aleaciones medias ó ricas de cobre, de plata y de oro.

Las aleaciones comprendidas bajo el número 4.° puesto que son binarias y bastante ricas pueden utilizarse inmediatamente por los plateros ó directores de moneda que las harán entrar en sus fundiciones; nada hay que hacer con respecto á estas.

Las aleaciones muy pobres de cobre y de plata pueden utilizarse de dos maneras. Se las puede tratar por la licuacion, como ya hemos indicado, y mejor todavía puede hacerse uso de ellas para operar la precipitacion da la plata en las

disoluciones ácidas de sulfato de plata. Estando el cobre disuelto y trasformado en sulfato, se encontrarán reunidos la plata que proviene del sufato de plata y la que contiene el mismo cobre. Esta operacion no tendrá un éxito completo sino ayudado de algunas precauciones. Seria necesario someter el precipitado de plata á la accion de los sulfatos de plata que provienen de la operacion siguiente á fin de verificar con exactitud la separacion del cobre, si se desea obtener la plata muy pura. Pero este cuidado es poco preciso generalmente puesto que la plata se destina á formar aleaciones cobrizas y que basta que su ley sea bien conocida.

Las aleaciones muy pobres de cobre y de oro, se pueden utilizar para formar las aleaciones de oro que se destinan á las monedas y á las alhajas. Si este medio de salida no es suficiente se podrá concentrar el oro por unos medios análogos á los que se van á indicar para las aleaciones siguientes y la aleacion enriquecida vendrá á ser tambien á propósito para la fabricacion de las aleaciones de oro comerciales.

Estas son, pues, unas aleaciones ternarias que nos ofrecerán dificultades en su tratamiento, ó que presentarán el empleo de unos métodos especiales como debe esperarse.

2691. Ocupémonos desde luego de las aleaciones ricas. Hemos observado anteriormente, que cuando contenian las aleaciones 0,40 ó 0,50 de cobre se podian tratar inmediatamente por el ácido sulfúrico. A una ley mas baja, es decir, cuando contienen 0,200 ó 0,300 de cobre se somete á una operacion particular que se conoce bajo el nombre de *empujado*.

Esta operacion se ejecuta en las fábricas de afinacion aun sobre la mayor parte de las aleaciones esplotadas y que son casi siempre de monedas ó alhajas antiguas, etc., que

ofrecen al poco mas ó menos las proporciones de cobre que acabamos de indicar. Hay una precision de privarlas de este esceso de cobre que embarazaría la disolucion en el ácido sulfúrico.

Para esto se funde la disolucion en un crisol que se calienta hasta el grado rojo, en contacto con una materia oxidante como el nitrato de potasa que se emplea generalmente para este objeto. Los hornos de empujar, lámina 56, figura 1, *s*, son absolutamente semejantes á los que se emplean para la fundicion del acero; estos son unos hornos de viento propiamente dichos; su chimenea sirve para ventilar los aparatos de platino. Se calientan por medio del cokc.

Los rieles se enrojecen, se quiebran, y se carga los crisoles con estos fragmentos, á los cuales se añade una décima parte de su peso de nitro. Se aviva el fuego hasta la fusion; se vacia el crisol en una rielera, é inmediatamente se da principio á una nueva operacion. Durante la fusion se forma una escoria muy líquida que contiene mucha potasa, por cuyo motivo es delicuescente al aire. Ademas de la potasa y los silicatos formados á espensas del crisol, contienen estas escorias, que han sido examinadas por M. Berthier, protóxido de cobre, óxido de plata y plata metálica.

Uno de nuestros mas hábiles afinadores, M. Lebel, se sirve de estas escorias para saturar una parte del esceso de ácido que contienen los sulfatos formados por la disolucion de la aleacion en los vasos de platino. Por este medio el ácido sulfúrico en esceso trasforma al protóxido de cobre en cobre metálico y en sulfato de deutóxido; el cobre muy dividido y formado de esta manera, precipita en seguida una parte del sulfato de plata. El óxido de plata de las escorias pasa al estado de sulfato que se descompone tambien por el cobre.

La plata metálica que contienen se reune á la que proviene de la precipitacion.

En algunas fábricas se tratan estas escorias por la amalgamacion; pero esta operacion que no tiene efecto ninguno practicando sobre el óxido de plata, deja muchas veces cerca de la mitad de la plata que contienen las escorias en los lodos y es necesario someterlas á la fusion.

M. Berthier propone reemplazar el nitrato de potasa por un peso doble de sulfato cristalizado. La escoria que este produzca estará formada de protóxido de cobre unido al óxido de plata que la hará fusible. Esta escoria unida á los sulfatos ácidos se conducirá como la precedente. El cobre jugará tambien un papel doble en la operacion, obrará como reductivo en la precipitacion y como oxidante en la pujada. Se economizará verdaderamente el nitro, puesto que será reemplazado por un producto que se hallará otra vez siempre, á escepcion de los desperdicios inevitables.

2692. Supongamos ahora que se trata de una aleacion ternaria demasiado pobre, para que la operacion sea practicable por el nitro y demasiado rica para que se la pueda someter á la licuacion, será necesario enriquecerla por uno de los métodos siguientes.

Probablemente se conseguirá calentando la aleacion quebrantada ó reducida á granalla sobre el suelo de un horno de reverbero, con el sulfato de cobre y al contacto del aire. Sería necesario calentarla mucho tiempo para que el cobre del sulfato y una parte del de la aleacion se convirtiesen en deutóxido que se disolvería en seguida por el ácido sulfúrico débil y caliente. El resíduo consistiria en una aleacion mas rica y se continuaria la operacion hasta que la materia estuviese á propósito para el empujado ordinario.

Este método no es sino una variacion del procedimiento que ha sido puesto en uso por M. Lebel, y que se empleó en seguida durante algun tiempo en Freyberg, el cual vamos á dar á conocer. El trabajo se ejecutaba sobre la plata impura que provenia de la amalgamacion.

2693. Se tuesta la aleacion en un horno de reverbero, cuyo suelo está formado de ladrillos muy juntos que reposan sobre un lecho de arcilla que descansa en una capa de escorias; sobre el horno hay dos cámaras de condensacion destinadas á recoger las partículas metálicas arrastradas por la corriente de aire.

La carga se compone de 225 kilógramas (490,50 libras) del resíduo ordinario de la amalgamacion, y de 25 kilógramas (54,50 libras) del resíduo mas cobrizo que se recoge en las heras donde se colocan los lodos.

Es mejor todavía colocar en el horno la plata cobriza en montones considerables, que colocarlos sobre el suelo en montones poco elevados; la esperiencia ha probado que la tostion absorbe mas oxígeno en el primer caso que en el segundo.

El fuego se aviva desde luego con bastante energía para hacer pasar á este metal al grado rojo; despues se economiza el calor para mantenerle á esta temperatura sin fundirle; dos veces se da vuelta á la materia sobre el suelo; la primera tres horas despues de haber puesto el fuego; y la segunda una hora ó hora y media despues de la primera, retirando con una pala de hierro las materias que han estado sobre la hornilla, y colocando aquellas que han estado separadas de este sitio; la tostion solo dura cinco horas y media, pero la aleacion queda veinte y cuatro horas en el horno.

La puerta del fogon es la que está á disposicion del obre-

ro; la del horno está cerrada con un candado que solo tiene la llave uno de los ensayadores. Esta puerta es de chapa de hierro y está atravesada de muchos y pequeños agujeros, por los cuales se puede observar lo que pasa en el horno.

Luego que la aleacion está tostada se recoge con un hierro á propósito, y con un cepillo muy ordinario, se reunen las últimas porciones, y para separar las partes que han quedado adheridas al suelo se echa un poco de agua sobre este.

Esta aleacion es negra; el resíduo ordinario de la amalgamacion aumenta de 2 á 9 por 100 de su peso en la operacion; el resíduo de los lodos de 10 á 15, y la mezcla de 7 por 100.

2694. *Aleacion tostada que se conduce á una caldera de plomo para hacerla digerir con el ácido sulfúrico.*—Cuando el metal tostado se halla colocado en la caldera, se introduce en ella desde luego agua, que proviene de las operaciones precedentes, en la proporcion de 15 partes por 8 de aleacion; y en seguida el ácido sulfúrico del comercio en la proporcion de 5 partes por 8 de aleacion. A esto se añade el agua madre del sulfato de cobre que es muy ácido, y se conoce con el nombre de *ácido sulfúrico viejo.* Si se trata la aleacion que proviene de la amalgamacion de los lodos, será necesario emplear su propio peso de ácido sulfúrico. No se vierte el ácido directamente sobre la pala, sino sobre un vaso de plomo que está colocado en el fondo de la caldera, desde el cual se esparce en seguida por el agua.

Se calienta la mezcla á cerca de 60° durante doce ó quince horas; despues por una llave que se halla colocada en la parte inferior de la caldera se hace correr el licor cuando ya no aumenta su densidad, y cuando se está seguro que ya no contiene plata ni en disolucion.

Podrá causar sorpresa ver disolverse la plata en un

ácido sulfúrico tan dilatado como el que se emplea, y cuando la temperatura no se ha elevado sino á 60°; pero no es á espensas del ácido sulfúrico como se oxida la plata, sino durante la tostion. M. Berthier ha probado que la plata se oxida y retiene al oxígeno con mas fuerza que lo que se cree generalmente, bajo la influencia de ciertos óxidos, y el óxido de cobre posee esta propiedad en el mas alto grado. En los primeros momentos de la accion del ácido sulfúrico sobre la aleacion tostada, la plata oxidada se disuelve; pero al momento se precipita por el cobre metálico que queda en la aleacion. Cuando se hace correr la disolucion cobriza se la reemplaza por el agua, que se la hace hervir durante algunas horas; despues se reemplaza esta por el agua para acabar la lavadura. Todos los licores se dejan en reposo durante algun tiempo para que depositen las partículas de plata que tienen en suspension, y en seguida se los evapora para estraer el sulfato de cobre.

2695. La aleacion tratada por el ácido sulfúrico, se tuesta segunda vez, calentándola hasta el grado rojo durante seis horas ó seis horas y media, en seguida se las somete otra vez á la accion del ácido sulfúrico, empleando dos partes de ácido del comercio y ocho partes de agua para ocho de aleacion, y se deja en digestion durante diez y seis ó diez y ocho horas.

2696. Por último, se tuesta tercera vez durante siete horas, y se trata la materia tostada por el ácido sulfúrico en la proporcion de una parte de ácido y cinco partes de agua para ocho de aleacion.

Despues de este tratamiento, se pasa la plata al horno de tostion, pero solo para desecarla; en seguida se la funde en crisoles de grafito.

La fusion se verifica en un horno de viento, ordinario; se opera sobre 125 á 200 kilógramas (272,50 á 436 libras) á la vez repartidos en dos crisoles. La plata esperimenta una pérdida de 5 por 100 que es debida á una escoria cobriza producida por la accion de las sustancias terrosas sobre un poco de óxido de cobre. Esta escoria contiene muchas granallas de plata que se las separa moliéndolas y tamizándolas; pero la materia tamizada contiene todavia 13 por 100 de plata en el estado de combinacion, y 13 por 100 de cobre: esta proporcion de plata es muy grande, pero los esperimentos de M. Berthier prueban que el sulfato de cobre siendo uno de los oxidantes mas enérgicos de la plata, debe producir estos resultados.

Esta escoria se refunde al tiempo de las grasas argentíferas. Cuando la plata está en completa fusion, se la saca con una cuchara de hierro enrojecida y se cuela en unas rieleras hemisféricas de hierro batido.

Los rieles de plata se funden de nuevo del mismo modo que la primera vez; entonces ya no se forman escorias, pero se advierten todavia en la superficie de la plata fundida algunas manchas negras de óxido de cobre. En vez de separar este óxido, se le reduce para hacer entrar su cobre en combinacion con la plata; para este efecto, se vierte en cada crisol una media libra de sebo que se hace correr en forma de un chorrito pequeño.

En fin, se funde la plata tercera vez pero solo para obtenerla en rieles mas homogéneos. Entonces su ley es de 0,960, y si no contiene oro, se encuentra á propósito para los trabajos de la moneda.

Suponiendo que este procedimiento se puso en práctica sobre una aleacion ternaria, es constante que se podria no

solamente hacerlo adquirir el punto conveniente para recibir la aplicacion del procedimiento del empujado, sino que aun seria posible el enriquecerla bastante para disolverla inmediatamente en el ácido sulfúrico concentrado.

2697. Ademas de los métodos que acabamos de esponer, existen diversos procedimientos que han sido mas ó menos empleados. El que se ha practicado mas generalmente, se conoce con el nombre de *apartado*. Esta es una operacion muy limitada en su aplicacion, y enteramente semejante á la ley exacta de las materias de oro. Este es un ensayo de oro practicado en grande; pero el gran precio del ácido nítrico hizo abandonar este procedimiento en todos los paises industriosos para sustituir el tratamiento por el ácido sulfúrico.

La operacion del apartado exige que la aleacion contenga una cantidad de plata igual cuando menos á tres veces el peso de oro. La aleacion se funde con una décima parte de su peso de nitro, para verificar la operacion del empujado y desembarazarla del cobre que puede tener en esceso se separan las escorias, se añade la plata necesaria y despues se cuela la aleacion en el agua para reducirla á granallas. El empujado suministra aqui unos productos semejantes á los que se han indicado anteriormente.

Se introduce una parte de granalla en un vaso de vidrio ó de platino con dos ó tres partes de ácido nítrico á 30 ó 35°. Es necesario que el ácido esté puro; este se calienta, é inmediatamente el ácido se descompone, produce nitratos de cobre y de plata, deutóxido de azoe que se desprende y deja un residuo de oro impuro todavia. Se decanta el líquido y se añade al resíduo una pequeña cantidad de ácido sulfúrico: se hace hervir este licor, las últimas porciones de plata y cobre se disuelven y el oro queda puro.

La plata se precipita por el cobre de las disoluciones que la contienen y del nitrato de cobre que resulta, se saca el partido posible. En Inglaterra se sirven de él para la preparacion de las cenizas azules. En Francia le descomponen para obtener el ácido nítrico. Esta descomposicion se verifica por una simple destilacion; pero será mejor efectuarla por medio del ácido sulfúrico.

En las fábricas americanas se emplean unos procedimientos poco conocidos y que no podemos discutir ni describir; pero lo que se sabe, prueba que serán dignos de un exámen detenido.

Las operaciones de la afinacion han tomado hace algunos años una estension estraordinaria. En París solamente desde los primeros años de su ejecucion, se han verificado sobre unas masas cuyo valor asciende á cerca de 200 millones por año. Era necesario en efecto esplotar todo lo atrasado; porque en tanto que la operacion del apartado por el ácido nítrico fue la única que se puso en práctica, su alto precio no le permitió la aplicacion á las aleaciones que en la actualidad se tratan con ventaja. Casi todas las monedas antiguas de oro ó de plata estaban en este caso. Las que se fabrican en el dia pueden considerarse como trasportadas á un estado de pureza absoluto, propio para preservarlas de una refundicion que el progreso de las artes ha hecho lucrativa para algunos de nuestros antiguos monederos de oro en particular.

CAPITULO XIV.

PRODUCCION Y MOVIMIENTO DE LOS METALES PRECIOSOS.

2698. Hubiera sido muy posible el evaluar separadamente todo lo concerniente á la produccion del oro y de la plata;

pero estos dos metales confundidos en un destino comun, nos hubieran conducido á consideraciones del mismo género; asi nos ha parecido conveniente el reunirlos para evitar repeticiones inútiles. A pesar que los hechos y las deducciones que conciernen á la produccion de los metales preciosos, sean mas bien el resorte de la economía social que el de la industria propiamente dicha, el lector nos agradecerá el haber reunido en este sitio todos los resultados de las estensas investigaciones á que M. de Humboldt se ha dedicado con este objeto. Desde la época en que su admirable obra vió la luz pública, han sido modificadas sin duda alguna por sus cifras; pero como el sentido de los resultados permanece el mismo, es claro que en una materia en que los hechos no se aprecian sino de una manera mas ó menos aproximada, los cambios serán siempre de poca importancia para el fondo de la cuestion.

2699. Hé aqui el cuadro general de las cantidades de oro y de plata que se puede suponer han entrado en el comercio cada año, tomando el término medio de los productos desde 1790 hasta 1802.

Los elementos de este cuadro han sido reunidos por M. Coquebert de Montbret.

Antiguo Continente.	Oro.	Plata.
Siberia	1700 k.	17500 k.
Africa	1500	»
Hungría	650	20000
Salzbourg	75	»
Estados austriacos	»	5000
Hartz y Hesse	»	5000
Sajonia	»	10000
Noruega	75	10000
Suecia, Francia, España	»	5000
	4000	72500

Nuevo Continente.		
América septentrional	1300	600000
Choco, Popayan, Santafé, Perú y Chile	5000	275000
Posesiones portuguesas	7800	»
	14,100	875,000
Total general	18,100	947,500
Valor en francos	54.300,000	189.500,000
Valor en francos del oro y de la plata reunidos	245.800,000	

2700. Hé aqui como M. de Humbol, que por otro lado habia suministrado una parte de los elementos de la tabla precedente, evalúa el producto anual de las minas del globo en 1811.

Minas de plata.	Marcos de Francia.	Kilógramas.	Valor en francos.
Europa..............	215,200	52,700	11.704,444
Asia boreal..........	88,700	21,709	4.824,222
América............	3.250,547	795,581	176.795,778
Total anual.	3.554,447	869,960	193.324,444

En cuanto á las minas de oro aprecia su produccion en la misma época, como lo espresa la tabla siguiente:

Minas de oro.	Marcos de Francia.	Kilógramas.	Valor en francos.
Europa..............	5,300	1,297	4.467,444
Asia boreal..........	2,200	538	1.853,111
América............	70,647	17,291	59.557,889
	78,147	19,126	65.878,444

Aqui se advierte, que el oro y la plata reunidos forman un valor de

Europa.........	16.171,888 fr.
Asia boreal....	6.677,333
América.......	236.353,667
Total.	259.202,888 fr.

Estos números difieren poco de los que M. Coquebert de Montbret habia reunido por su parte.

2701. El principal cambio que ha sucedido en esta evaluacion, resulta de la activa esplotacion de las minas de oro de la Siberia, cuyo producto aumenta todos los años. El producto anual de estas minas ascendia al poco mas ó menos, en 1826, hasta 700 kilógramas, segun el término medio de algunos años. Pero este aumento no puede tener influencia sobre el número general.

Otra circunstancia ha sobrevenido en estos últimos años á turbar el producto general; pero solo ha presentado una influencia momentánea. Esta ha consistido en las guerras que han sido necesarias para establecer la independencia de los Estados de la América del Sud. Desde 1821 á 1825 han reducido estas guerras de tal manera el número del producto, que se ha creido poder atribuir esta circunstancia al trastorno universal que se ha hecho sentir recientemente en las relaciones comerciales de todos los pueblos civilizados.

Estos, por lo demas, son acontecimientos momentáneos ó de poca influencia en una reunion de consideraciones ó números, que estan fundados generalmente sobre los medios establecidos, á consecuencia de una larga série de años. Al recordarlos no tememos que las relaciones que espresan sean alteradas en la actualidad.

Antes de enunciarlos es necesario observar que nos faltan enteramente los datos que corresponden al interior del Africa, del Asia Central, de Turquia, de la China y del Japon; paises de los cuales algunos parecen muy ricos en esplotaciones de oro.

2702. M. Humboldt observa desde luego, con respecto á los paises conocidos, que la relacion del oro y de la plata es la misma al poco mas ó menos en el antiguo ó en el nue-

vo continente. En América es de 1 á 46; en Europa comprendiendo la Rusia Asiatica, es de 1 á 40.

El ilustre viagero, busca en seguida el modo de evaluar la masa de los metales preciosos que el nuevo continente ha presentado sobre el globo, y obtiene los resultados siguientes:

Valor del oro y de la plata estraidos de las minas de América desde 1492 hasta 1803

Registrados....	Colonias españolas..	21,184,569,000 fr.
	Idem portuguesas...	3,593,856,000
Sin registrar...	Colonias españolas..	4,284,000,000
	Idem portuguesas...	897,750,000
		29,960,175,000 fr.

Esta evaluacion bastante exacta con respecto á los metales registrados solo está fundada en aproximaciones relativas á los metales sin registrar que se han introducido en el comercio por medio del contrabando. Difícilmente se llegará á adquirir un conocimiento mas exacto de esta última suma, de la cual M. de Humboldt ha discutido los elementos parciales con el mayor cuidado teniendo en cuenta todos los pormenores de localidad que tienen tanta influencia en semejantes casos.

Es necesario evaluar ahora el oro y la plata ya estraidos que los conquistadores han encontrado en el nuevo mundo, y que formaron su botin. M. de Humboldt, segun observaciones muy estensas, se ve conducido á reducir esta suma á un número que se hallará bien moderado si se atiende á la impresion general que queda en todos los espíritus al leer al-

gunas obras relativas á la conquista de América. Solo evalua este número en cerca de 131 millones de francos.

2703. He aqui como M. de Humboldt aprecia la distribucion de estos valores en la superficie del globo.

Botin de los conquistadores de América	131,251,000 fr.
Producto de las minas americanas desde 1492 á 1803	29,960,175,000
Total...	30,091,425,000

Han quedado en América	803,250,000
Han pasado directamente al Asia	698,250,000
Se han introducido en Europa	28,589,925,000
Total...	30,091,425,000

Si se busca ahora lo que se ha hecho de estos 28 millones importados en Europa, es forzoso admitir que han esperimentado una reduccion considerable. Forbonnais ha buscado en el tiempo, el modo de demostrar que la mitad de esta suma habia sido absorbida por el comercio de la India y de levante; que la cuarta parte habia desaparecido por las fundiciones, la estremada division en alhajas etc, y que la última cuarta parte formaba sola la masa que circulaba en Europa en numerario. Este observador la evalua en 7500 millones de francos.

Segun M. de Humboldt, esta masa formaria una suma de 8,603 millones lo que difiere poco aun cuando las bases del cálculo sean muy diferentes. Para dar una idea general

de este movimiento vamos á establecer aqui el balance aproximado de un año medio segun los datos reunidos y discutidos por M. de Humboldt.

Suministrados.	Por la América.....	228375000 fr. »
	Por la Europa y la Siberia..........	21000000 »
	Total de las sumas introducidas.	249375000 fr.

Absorbidos.....	Por el Asia, comercio de Levante......................	21000000
	Idem, camino del Cabo de Buena-Esperanza.........	91875000
	Idem, via de Kiachta y del Tobolsk....................	21000000
Desaparecidos por las fundiciones, y la conversion en vajilla ó alhajas....................		31500000
Total de las sumas que han salido de la circulacion..		165375000
Aumento anual de numerario....................		84000000

2704. Los efectos de esta acumulacion no se hacen sensibles, porque el capital de la Europa solo aumenta por 100 al año y como la poblacion aumenta y la masa de las mercancías puestas en circulacion crece con ella, puede creerse que el precio del trigo espresado en numerario se ha fijado por mucho tiempo. Es cierto que se ha triplicado casi repentinamente entre 1570 y 1595, época memorable en los fastos del comercio; pero el efecto producido por la esplotacion de las minas de Nuevo Mundo parecen haberse fijado desde el año de 1636.

Nos hemos detenido bastante sobre estas ideas generales; vamos ahora á ocuparnos de la Francia en particular cuyo numerario se evalua en la tercera ó cuarta parte del de la Europa entera.

2705. En la tabla siguiente hemos reunido los resultados concernientes al movimiento anual de los metales preciosos publicados por la administracion de aduanas. Mil causas se oponen á la exactitud de estos datos en semejante materia. Será necesario no contar de una manera absoluta sobre los hechos de esta naturaleza.

Refiriéndose á la reunion de estos resultados parecerá que la importacion de los metales preciosos en Francia ha subido en estos últimos años á un número muy superior al de la esportacion.

Ya hemos demostrado que los métodos de afinacion que en la actualidad se practican en Francia han hecho nacer una industria que se ejerce sobre capitales muy considerables. El movimiento de los metales preciosos que resulta de aqui viene tambien á turbar todas las consecuencias económicas que se podrian sacar de los números reunidos en este cuadro.

Por estos motivos es necesario considerarlas como á propósito únicamente para dar algunos detalles en que se pueda sacar ninguna idea séria de su reunion.

PLATA.

	IMPORTACION.				ESPORTACION.			
	En rieles.		Moneda.		En rieles.		Moneda.	
1819.	2,646 k.		258,352 k.		»		374,675 k.	
1822.	345,369	220	378,748	250	1,069	700	88,894	
1823.	170,242	240	466,719		2,104	000	60,309	
1824.	237,743	528	484,042	690	497	400	90,446	014
1829.	181,615	897	441,007	950	21,588	039	101,112	996
1830.	220,422	335	639,583	140	9,764	800	97,332	251
1831.	212,794	149	766,118	825	21,475	950	53,965	390
	1,370,833	369	3,434,573	855	56,499	889	866,734	631

En 7 años.	Importacion.	Rieles......	1370,833 369	4,805,405 k.	494
		Moneda....	3434,572 125		
	Esportacion.	Rieles......	56,499 889	923,234	530
		Moneda....	866,734 641		

La importacion escede á la esportacion en 3,882,170 k. 974

ORO.

	IMPORTACION.				ESPORTACION.			
	En rieles.		En moneda.		En rieles.		En moneda.	
1819.......	2234 k.		9 479		»		4646 k.	
1822.......	3644	190	10 367	450	3,813	600	8721	670
1823.......	1801	874	22 485	640	16 480	328	14000	600
1824.......	4757	935	28 270	283	16 141	605	4976	475
1829.......	3244	165	4 261	315	12,377	230	1583	850
1830.......	4704	572	11 283	445	7,619	006	5106	950
1831.......	2880	448	5,133	660	2,914	588	1598	755
	23267	184	91 280	793	59 346	357	40534	300

En 7 años.	Importacion.	Rieles..............	23267 k. 134	144547 k.	927
		Moneda...........	91280 793		
	Esportacion.	Rieles..............	59546 349	99983	649
		Moneda...........	40037 300		

La importacion escede á la esportacion en 14564 k. 278

BILLON.

	Importacion.	Esportacion.
1820......	4,221 k.	»
1821......	5,386	»
1822......	10,889	62
1823......	14,762	620
1824......	32,781	657
1829......	88,926	»
1830......	107,283	»
1831......	84,308	»
	348,556	1339

En 8 años... { Importacion..... 348,556 k.
Esportacion. ... 1 339

Se da el nombre de billon á las monedas ó materias de oro y de plata que teniendo una ley inferior al título legal solo sirven para la refundicion.

2706. Para hacer estos diversos cuadros mas comparables se ha reunido en la tabla siguiente todo lo que concierne al oro y á la plata en moneda y en rieles trasformando en valores todas las cantidades de oro y de plata reunidas. No es un valor real el que se ha querido espresar, pero estando adoptado el mismo valor convencional para todas las materias importadas ó esportadas el resultado general será exacto si los datos tienen la exactitud necesaria. Debemos tambien repetir que la misma administracion los considera como muy inciertos por unos motivos que cada uno puede apre-

ciar fácilmente; entre los cuales debe figurar en primer lugar el cuidado que tiene el comercio marítimo de ocultar el numerario que hace parte de sus cargamentos para evitar que figure en el manifiesto que los cambios del mar esponen á caer en manos de los piratas.

Valor de las materias de oro y plata en rieles ó monedas.

	Importacion.	Esportacion.
1819.....	87,621,489 fr.	88171034 fr.
1820.....	109,872,796	89742053
1821.....	126,311,000	176694083
1822.....	185,961,273	56468974
1823.....	200,531,428	106498106
1824.....	244,282,108	83191840
1825.....	251,424,068	134648066
1826.....	173,477,053	174642151
1827.....	68,869,018	31471931
1828.....	208,101,075	28571564
1829.....	147,041,209	66423453
1830.....	211,965,446	59597474
1831.....	219,824,919	28628273
	2,243,282,582	1124749002

En 13 años.	La importacion de las materias de oro y de plata en rieles en plata moneda, está evaluada en.	2243282582
	La esportacion en..........	1124749002

Lo que da un esceso de importacion de 1118533580 fr.

Este resultado definitivo deja muchas dudas sobre los datos que le establecen; porque no seria razonable admitir que la masa de los metales preciosos hubiese acrecentado en Francia en 13 años el valor de mas de mil millones. Si esto fuera asi el desprecio de los metales preciosos se aumentaría de una manera mucho mas rápida. Todo esto exigirá como se advierte un estudio detenido y seguro porque el objeto es muy digno de la atencion de los economistas.

2707. Para completar los datos que preceden daremos las tablas de esportacion y de importacion relativas á las obras de platería y á los restos del platero; se advertirá sin embargo, que las obras son los productos de la industria mientras que los restos son una primera materia ó una clase de mineral que se destina á la esplotacion.

OBRAS DE ORO Y DE PLATA.

IMPORTACIONES.

Años.	Platería; plata sobredorada y alhajas de oro y de plata.	Restos de platero.	Total por año.
	Francos.	Francos.	Francos.
1819	36510	»	36510
1820	63125	99990	163115
1821	33526	166056	199584
1822	47830	149127	196957
1823	31384	100485	131869
1824	53781	168033	221814
1825	188906	2326710	2515616
1826	76195	233043	309236
1827	43221	815	44036
1828	92513	2697105	2789618
1829	129121	1227540	1356661
1830	134495	4474440	4608935
1831	82113	2137830	2219943
Total..	1012722	13781174	14793896

ESPORTACIONES.

Años.	Platería, plata dorada y alhajas de oro y plata.	Restos de platero.	Total por año.
	Francos.	Francos.	Francos.
1819	6895608	»	6895608
1820	5051400	570	5051970
1821	6179090	990	6180080
1822	3849601	7	3849608
1823	3670021	»	3670021
1824	3865302	»	3865026
1825	4483356	»	4483356
1826	5324731	»	5324731
1827	2882220	»	2882220
1828	3569424	»	3569424
1829	3310943	»	3310943
1830	2300771	»	2300771
1831	1597511	»	1597511
Totales...	52979702	1567	52981269

Conviene distinguir bajo cierto aspecto en estas dos tablas los productos de obras de nuestras fábricas de la primera materia, que en parte los alimenta. Asi es necesario establecer la cuenta ó balance del modo siguiente:

Productos elaborados..	Esportacion.....	52,979,702
	Importacion.....	1,012,722
		51,966,980

Lo que representa un esceso anual de cerca de 4 millones en favor de la esportacion.

Restos de platero......	Importacion.....	13781174
	Esportacion.......	1567
		13789607

Lo que representa una importacion anual de cerca de un millon para esta primera materia que viene á reunirse á la que resulta de los trabajos de nuestros plateros y joyistas para tratarla como un verdadero mineral de oro ó de plata.

2708. En fin, gracias á la perfeccion siempre creciente de las preciosas tablas que publica la administracion de aduanas, se puede establecer en la actualidad de una manera bastante exacta en los diversos destinos de los productos esportados. Aqui presentamos el cuadro para el año de 1831. Estan comprendidos en él las colonias francesas á pesar que la esplotacion en ellas sea considerable, porque el monopolio que dimana de alli se introduce en nuestras fábricas.

DESTINO.	PLATERIA.		ALHAJAS DE ORO.	ORO.		PLAQUES.
	DE ORO.	DE PLATA.		BATIDO, TIRADO Y LAMINADO.	HILADO SOBRE SEDA.	
	Francos.	Francos.	Francos.	Francos.	Francos.	Francos.
Bélgica	357	16217	39464	389250	106400	165120
Inglaterra	2108	22882	45974	9000	19000	108590
España	1530	21492	50090	105000	. . . .	227610
Cerdeña	11819	8952	35631	139500	283438	281160
Suiza	9085	172490	30360	238470	49250	113830
Alemania	14499	142910	89049	523500	13350	184050
Turquía	»	219060	11532	24000	1500	150240
Egipto	46368	3355	500	. . . . .	2000	8690
Estados-Unidos	13200	58601	67796	18000	1750	200220
Méjico	4073	22901	67240	. . . . .	. . . .	115100
Diversas localidades.	30582	36620	258603	89400	122375	1449870
Totales...	133429	727480	696239	1536120	599063	2054480

Se advertirá en esta tabla la cifra elevada de la esportacion del plaqué que entre todas estas materias es aquella cuyo valor debido al trabajo es el mayor relativamente al de la materia bruta.

CAPITULO XV.

FABRICACION DEL LATON.

Observacion *sobre el cobre amarillo*, por M. Chandet; *Anales de minas*, tomo III, página 82, série 1.ª

Memoria *sobre las aleaciones de cobre y de zinc*, por M. Cooper; *Anales de minas*, tomo III, página 65, série 1.ª

Memoria *sobre el empleo de la blenda en la fabricacion del laton*, por M. Boucher; *Anales de minas*, tomo III, página 227, série 1.ª

Ensayo *sobre el empleo de la blenda en la fabricacion del laton*, por M. Berthier; *Anales de minas*, tomo III, página 395, série 1.ª

Relacion *al consejo de minas sobre el estado de las fábricas de laton*; *Anales de minas*, tomo III, página 377, série 1.ª

Analisis *de los principales productos de la fabricacion del laton por medio de la calamina y de la blenda*, por M. Berthier, *Anales de minas*, tomo III, página 461, série 1.ª

Procedimientos *empleados en Stolberg para la fabricacion del laton*; *Diario de las artes*, tomo II, página 12.

Comparacion *del laton de Francia y del laton inglés*; *Diario de las artes*, tomo III, página 300.

Procedimiento *para perfeccionar el laton*; *Diario de las artes*, tomo II, página 392.

2709. Ya hemos hecho conocer las propiedades y composicion del laton; pero la importancia de esta aleacion notable exige un capítulo especial para su fabricacion que por lo demas está unida á los procedimientos metalúrgicos bajo todos aspectos.

El laton propiamente dicho es una aleacion de cobre y de zinc; pero algunas veces entra en su composicion un poco de plomo.

El cobre aleado al zinc toma un color de oro; conserva su ductilidad en frio; puede reducirse á hilos muy delgados, á láminas y aun á hojas; resiste mejor á la accion del aire húmedo y no toma el color verde gris con tanta facilidad; en fin, es mas fusible que en su estado de pureza.

Ademas de estas ventajas, que como se advierte son muy grandes, ofrece el laton otra que es la de ser mas barato que el cobre. Todas estas circunstancias esplican suficientemente la importancia de su fabricacion.

Los usos del laton son bien conocidos. Se amolda fácilmente y sirve de este modo para producir una multitud de utensilios para guarniciones, para instrumentos de química y de física, para piezas de máquinas etc. Laminado y reducido á hojas se espende en el comercio y en láminas mas ó menos gruesas que sirven para los trabajos de caldereria ó en hojas delgadas llamado Klinquant. El laton en hilo se emplea directamente en una multitud de circunstancias y sirve por otra parte para fabricar los alfileres.

2710. Las materias propias para producir el fin que se emplea en la fabricacion del laton son: 1.° el zinc metálico: 2.° *la calamina*: 3.° *la cadmia* de los altos hornos: 4.° la

blenda tostada. El cobre empleado en esta fabricacion, está ordinariamente en el estado de *cobre roseta*. Ademas se introduce, en la composicion en cantidades variables, los despojos de utensilios de todas clases que constan de cobre rojo y de cobre amarillo.

La calamina debe estar tostada de antemano y despues reducida á polvo muy fino. Se la hace llegar á este estado pasándola por dos grandes muelas en un molino semejante á los de aceite: despues se tamiza.

La eleccion de la calamina exige algunas precauciones.

Esta sustancia contiene muchas veces silicato de zinc que no se reduce á la temperatura de los hornos de laton. Se podria sin duda remediar este inconveniente por la adicion de una dósis de cal ó de carbonato de cal en la mezcla. M. Berthier ha dado los análisis siguientes de la calamina de la montaña vieja, que se emplea en la fábrica de Jemnates.

	Calamina mal tostada.	Calamina escelente.	Calamina ordinaria.
Oxido de zinc............	66,0	69,0	64,7
Oxido de hierro..........	2,9	7,4	8,3
Agua y ácido carbónico..	28,5	0,2	7,2
Silice y arena............	2,6	22,0	19,5
	100,0	98,6	99,7

Si toda la silice estuviera al estado de silicato, el óxido de zinc se preservaria de la reduccion casi en su totalidad en la segunda y tercera variedad. No sucede asi enteramente, pero la pérdida es por lo tanto muy grande como se verá mas adelante.

La calamina se tuesta en montones piramidales ó en unos hornos como los que se emplean en la estraccion del zinc.

Se recoge el kiess (179) en muchos hornos altos; esta es una materia análoga á la calamina tostada pero mucho mas rica, contiene un poco de plomo y esta circunstancia la hace muy á propósito para mejorar la calidad del laton. El kiess se prepara como la calamina, es decir, que se cierne despues de haberle pasado por las muelas.

El cobre roseta de Drontheim pasa por uno de los mejores que se pueden emplear para la fabricacion del laton. Contiene un poco de plomo y no contiene por otra parte ni hierro ni azufre, ni estaño. Su gran porosidad favorece ademas la formacion del laton.

La metralla ó cobre viejo rojo puede reemplazar al cobre roseta; se ha reconocido que tenia la propiedad de hacer al laton duro.

La metralla amarilla (2179) es laton viejo manchado por el plomo, el estaño, la plata, el hierro etc., tambien tiene la propiedad de producir laton duro.

2711. Como por intermedio de la calamina solo se pueden introducir en el laton de 27 á 28 centésimas de zinc, es necesario añadir cierta cantidad de zinc metálico que se introduce en la materia fundida algunos instantes antes de hacerla correr á los moldes.

Se tiene por costumbre hacer dos operaciones para preparar el laton; en la primera se obtiene una aleacion que no contiene sino 0,20 de zinc que se llama arcot, en la segunda se combina el arcot con una nueva proporcion de zinc para trasformarle en laton. Las manipulaciones que exigen cada una de estas operaciones son absolutamente las mismas

y en los mismos hornos se forma al arbitrio bien sea el arcot bien el laton.

Esta division de la fabricacion del laton es no solamente inútil, sino que ocasiona grandes gastos de combustible y de trabajo que pueden evitarse. Basta para esto como ya se ha dicho, el añadir zinc metálico al fin de la fundicion en la cantidad necesaria para la composicion que la calamina no ha pódido suministrar.

El kiess ó blenda tostada presenta los mismos fenómenos que la calamina. Estas materias no pueden producir laton mercante sin la adicion de zinc.

La actividad que han tomado hace algunos años las fábricas de zinc ha hecho mas facil y lucrativa la fabricacion directa del laton. Es muy probable que los procedimientos fundados sobre el empleo de los óxidos cualquiera que sea su orígen desaparecerán enteramente para dar lugar al procedimiento directo. Empleado este desde luego en Inglaterra, se ha adoptado en nuestras fábricas. Asi la importacion de la calamina que las surtia ha venido á ser casi nula en la actualidad.

2712. La fabricacion del laton se opera en unos crisoles dispuestos en un horno, cuya forma ha esperimentado pocos cambios desde que este arte ha tomado alguna importancia.

Los hornos (lámina 59) tienen la forma de una cúpula ó de un horno de panadero, rebajada y abierta en su parte superior *p*, su altura es igual á su diámetro, tiene cerca de 15 decímetros (64,65 pulgadas). El suelo está formado por una placa de fundicion k, le atraviesan once agujeros y está cubierto de una capa de arcilla refractaria *m*, muy apretada y del espesor de algunas líneas. A cada agujero se

adapta un tubo de fundicion, *l*, de 6 á 7 centímetros (31,02 á 36,19 líneas) de diámetro y apenas sale sobre el suelo; por estos tubos se introduce en el horno el aire necesario para la combustion y caen los fragmentos que se encuentran sobre la placa de fundicion al cenícero. La abertura practicada á la parte superior es circular y tiene 3 ó 4 decímetros (12,93 ó 17 24 pulgadas) de largo, está guarnecida con una corona de fundicion. Se la cierra segun conviene por medio de un disco de tierra cocida, de 2 ó 3 centímetros (10,34 ó 15,51 líneas) de espesor; por esta abertura se introducen y retiran los crisoles, etc.

Estan unidos muchos hornos á la vez y por lo regular dispuestos bajo una misma línea y comunicados con una misma chimenea. Cada horno contiene ocho crisoles y cada uno de estos tiene la capacidad necesaria para contener la materia que produce de 50 á 60 kilógramas (de 109 á 130,80 libras) de laton.

Se pone un gran cuidado en la aleacion de las arcillas que se destinan para la fabricacion de los crisoles. En general, es necesario servirse de aquellas que la esperiencia ha consagrado por su buena calidad, para la fabricacion de los crisoles de vidrio. Es necesario por otra parte fabricarlos segun los mismos principios y con las mismas precauciones. Estos crisoles duran algunas veces hasta 6 semanas, y por un término medio vienen á servir unos 15 dias.

2713. Cuando el laton está formado y bien fundido se le cuela, bien sea en planchas, bien en tiras de diferentes tamaños, entre dos placas de granito movibles una sobre otra. Para siete hornos se tienen ordinariamente tres juegos de piedras.

Cada molde está compuesto de dos piedras planas rec-

tangulares que descansan una sobre otra y conservan entre sí un intérvalo determinado por dos barras de hierro que forman un cuadro en el cual se cuela el laton; sobre uno de los costados del molde está interrumpido este cuadro para dar entrada al metal. Delànte de este canal se dispone un especie de embudo de arcilla que facilita la colada.

La piedra inferior está colocada sobre unos tablones y la superior está fija por dos traviesas con unas tuercas. Por medio de una cabria se levanta la piedra superior segun conviene y en caso de necesidad todo el molde. La calidad de estos moldes es de un gran interés. Son de una especie de granito sacado de las canteras de Basanchez en frente del monte de San Miguel. Estas piedras tienen necesidad de resistir á la impresion del calor que produce el metal candente sin fundirse ni calcinarse. Se las reviste por la superficie con un lodo arcilloso, que debe estar muy unido y con la delgadez posible. Antes de colar el laton en estos moldes se hace secar desde luego al aire este lodo arcilloso y despues se cuece á un fuego de carbon. La primera colada produce sin embargo una plancha de laton llena de burbujas, pero este defecto desaparece en las placas siguientes. Se pueden colar 20 placas sin necesidad de rehacer el molde arcilloso. No se quema en los hornos otro combustible que la ulla, aunque se ha juzgado durante mucho tiempo que el empleo de este combustible hacía al laton agrio y quebradizo. Para el trabajo del laton es necesario ulla pegajosa y fuerte; es necesario tambien emplear cierta cantidad en pedazos gruesos; sin embargo, como esta es mas cara que la ulla menuda, se la puede reemplazar en gran parte por adobes hechos con el polvo de la ulla amasado con agua en la cual se deslie un poco de arcilla.

2714. Cuando el horno está caliente hasta el grado rojo y guarnecido de crisoles vacios, saca un obrero uno de estos crisoles, y otro obrero le llena hasta el borde de una mezcla preparada de antemano, de calamina y carbon; despues introduce en esta materia á golpe de martillo unos pedazos de cobre roseta, y los cubre con algunos pedazos de mezcla calaminaria El primer obrero vuelve á introducir el crisol en el horno y saca otro que le carga de la misma manera y asi continua sucesivamente hasta que todos estan llenos. A la cantidad de materia que contienen los ocho crisoles llaman los franceses presse, tambien se designa por este nombre la operacion misma de una fundicion.

Cuando los crisoles estan cargados se echan en el horno á mano unos pedazos de ulla, de manera que los tubos se queden rodeados y cubiertos sin obstruirse; en seguida se echa por encima medio hectólitro (poco mas de media fanega) de ulla menuda y por último se introducen tres ó cuatro terrones de calamina colocando cada uno de ellos al través de dos crisoles que se hallan próximos el uno al otro. Se cierra el horno con su cubierta dejando solo una abertura estrecha y se alimenta el calor durante seis á siete horas.

Al cabo de este tiempo los crisoles y las materias que contienen se encuentran al grado rojo blanco; entonces se reanima el fuego cargando el horno con cerca de una fanega de ulla y se calienta con fuerza durante algunos minutos. El humo de zinc aparece inmediatamente y esto es un indicio de que la fusion y la reduccion empiezan á verificarse; entonces se detiene un poco el fuego, á fin de que el cobre no se funda con demasiada rapidez y que atravesando gota á gota el crisol en toda su altura se encuentre espuesto el mayor tiempo posible á la accion del zinc fundido ó en vapor.

Al cabo de cerca de diez horas queda terminada la operacion.

A esta época saca un obrero del horno el mayor crisol que se encuentra en él, y le coloca sobre el borde de un foso destinado á recibir todas las materias que cubre la aleacion metálica. Luego saca otro crisol, le limpia de las partes que sobrenadan y vierte todas las materias que contiene en el otro crisol grande: del mismo modo continua con todos los demas crisoles. Uuo de los maestros fundidores toma una especie de cuchara de hierro que se halla fijada en un mango largo de madera, y con este instrumento descubre el metal, rasca el interior del crisol para despegar todo lo que puede haber quedado adherido á él, y separa la espuma sóida que se forma en la superficie del baño; cuando este está bien limpio se cuela el metal.

El arcot se cuela ya sea entre dos piedras ya en un foso destinado á recibirlo: en cuanto al laton se cuela siempre entre dos piedras bien sea en planchas bien en barras cuadradas; las piezas se limpian de las barbas que deja el molde y se pasa á las *cizallas* ó tigeras para separar las porciones que tienen algunos defectos y dividirlas en pedazos de dimensiones convenientes.

Una fundicion dura docc horas.

2715. Una fundicion de arcot se compone de 30 kilógramas (65,40 libras) de cobre roseta mezclado algunas veces con metralla roja, 30 kilógramas de calamina ó de una mezcla de 20 de calamina y 10 de kiess y de 16 kilógramas (34,88 libras) de carbon de leña pulverizada. Se obtienen por término medio 37 kilógramas (80,66 libras) de arcot en pedazos y 1|2 kilógrama (1,9 libras) de granalla que se separa de las cenizas por medio de las lavaduras. De aqui se sigue que esta aleacion está compuesta de 0,80 de cobre

y 0,20 de zinc, con un poco de plomo y de estaño y que la calamina produce en la operacion cerca de la cuarta parte de su peso de zinc.

Obtenido el arcot se procede á su conversion en laton.

Se emplean dos composiciones diferentes para la fabricacion del laton: la 1.ª se pone en práctica cuando se quiere que la aleacion sea dura á propósito para el torno, y que tenga la propiedad de dejarse hendir, cincelar y que se pueda agujerear sin resquebrajarse; entonces se cuela en forma de planchas grandes llamadas *rieles* ó en barras largas del grueso de 7 líneas. La segunda se emplea cuando se destina el laton para fabricar alambre muy fino y alfileres; entonces debe ser muy fino, ductil y tenaz, pero al mismo tiempo tiene la propiedad de desgarrarse y embotar las herramientas cuando se le quiere cortar. Este se divide en baras largas, llamadas *planchas ordinarias* ó *barras para alfileres.*

En la primera composicion:

12	kilógramas	de cobre amarillo (una kilóg.=2,18 libras).
9	id.	de metrallas amarillas.
20,5	id.	de arcot.
30	id.	de mezcla de calamina y de kiess.
16	id.	de carbon de leña.

Ademas cuando la materia está bien fundida se reune en un solo crisol y se añaden 3 kilógramas (6,54 libras) de cobre metálico en pedazos. El laton que se obtiene pesa comprendiendo el producto de las lavaduras 51 kilógrama. Esta aleacion contiene al poco mas ó menos 0,654 de cobre y 0,346 de zinc, plomo y estaño, y la calamina produce otro tanto metal que el que ha suministrado la preparacion del arcot.

En la segunda composicion entran:

15	kilógramas	de cobre roseta.
5	id.	de metrallas amarillas.
20	id.	de arcot.
30	id.	de mezcla de calamina y de kiess.
16	id.	de carbon.

Ademas se añaden al baño metálico.

4	id.	de zinc en pedazos.

Se supone que el producto es tambien de 51 kilógramas; pero como las recortaduras y granallas estan refundidas en la primera composicion se ignora cual de las dos composiciones es la que da mayor producto.

2716. Las espumas del laton contienen clavos y fragmentos de alambre de hierro etc. que provienen de las metrallas; en los resíduos de las lavaduras se encuentran muchos granos pequeños metálicos ferruginosos que deben indudablemente su orígen al óxido de hierro que contienen la calamina y el kiess. El hierro no se combina pues con el laton; en efecto, no se descubre en este ninguna señal de hierro por el análisis. Sin embargo, M. Berthier á quien se deben estas observaciones observa que si el hierro está muy dividido, si no se deja el baño mucho tiempo en reposo, y si no se espuma con cuidado, puede retener el laton un poco de hierro en el estado de simple mezcla. La presencia de este metal perjudica mucho á la calidad del laton; por esto los mecánicos se quejan de encontrar algunas veces nudos muy duros que estropean sus herramientas.

La fabricacion del laton no produce ninguna escoria; pero el metal en fusion se cubre de una arena compuesta de todas las materias estrañas al óxido de zinc, que contienen la calamina y el kiess. Estas materias no son fusibles al ca-

lor del blanco naciente que es la temperatura de los hornos de laton. Se encuentran ademas en los crisoles despojos de ulla carbonizada, resíduos de carbon de leña etc.

Se lavan todas estas materias por un procedimiento muy sencillo para estraer las granallas metálicas que contiene. Se empieza por agitarlas con agua en un tonel; las sustancias petreas ó metálicas se precipitan inmediatamente; vertiendo el líquido con precaucion arrastra todas las sustancias carbonosas. La arena que ha sufrido esta operacion se pasa al través de una criba metálica á una cuba llena de agua; sobre el tamiz quedan pedazos de piedra y granallas gruesas de laton, se separan estas escogiéndolas á la mano y en seguida se lava la arena por el procedimiento del *lavado á la cuba.*

Este lavado se practica en un tamiz circular provisto de dos asas y de un enrejado metálico; se coloca una capa de granalla gruesa sobre este enrejado, y por encima una capa de arena; teniendo el obrero el tamiz por las dos asas le introduce horizontalmente en el agua y le sacude suavemente. En seguida le retira teniéndole siempre en posicion horizontal, y levanta con un disco de hierro la capa superior de arena que no contiene ya partículas metálicas. Vuelve á poner otra capa de arena que lava de la misma manera y asi continúa hasta que el tamiz esté bastante cargado. Por último concluye de perfeccionar su lavado introduciendo varias veces el tamiz en el agua y separando las partes terrosas que vienen á la superficie.

Muchas veces se encuentran entre las granallas del laton clavos y pedazos de alambre de hierro; tambien estan mezcladas con una gran cantidad de granos ferruginosos de que ya hemos hecho mencion. Esto prueba una gran merma

en la fundicion. En cada fundicion se producen una libra ó libra y media de granallas.

Las arenas de desecho contienen una porcion considerable de óxido de zinc silicoso que no se reduce por el calor que se emplea.

Hé aqui el análisis de las granallas por M. Berthier:

Laton	67
Hierro	23
Arena y silicato de zinc	10
	100

El hierro no está combinado, pero su mayor parte, al menos en granos distintos, se encuentran en el estado de simple mezcla.

El análisis de la arena que proviene del lavado, debido igualmente á M. Berthier, ilustra bastante sobre los defectos inherentes al empleo de las calaminas silicosas. Este análisis prueba la necesidad de destruir el silicato de zinc ó de prevenir su formacion por el empleo de una base poderosa. Estas arenas contienen efectivamente.

Silicato de zinc 66.	Silice	18,3
	Oxido de zinc	47,7
	Hierro	7,8
	Laton	2,0
	Plomo	0,5
	Arena	23,7
		100,0

Como estas arenas tratadas por los ácidos dejan silice

jelatinosa no puede ponerse en duda el estado de combinacion de la silice.

2717. La dósis de las materías para la fabricacion del laton, varía segun la naturaleza del procedimiento y la de las mismas materias. Véanse las mezclas que han sido indicadas por M. Berthier.

En el antiguo procedimiento que consiste en formar desde luego el arcot sirviéndose por otra parte de calamina tostada se consumen definitivamente, para obtener 100 kilógramas de laton.

Cobre roseta	57	66 kil.
Metrallas amarillas	13,7	0
Calamina	91	103
Carbon de leña	50	56
Zinc	7	8
Ulla	350	350
Crisoles	1	1

Cuando se reemplaza la calamina por el kiess ó la blenda tostada, produciendo el arcot como en la operacion precedente, se consumen:

Cobre roseta	57	65
Metrallas amarillas	13,7	0
Kiess ó blenda tostada	75	85
Zinc	7	8
Carbon de leña	40	45
Aceite	340	340
Crisoles	1	1

Los consumos en combustible y crisoles disminuyen mucho, asi como la mano de obra, si en vez de pasar por la operacion del arcot, se produce el laton desde luego directamente. Se puede evaluar el consumo de la manera siguiente:

Cobre roseta....	57	65		57	65
Metrallas amarillas.........	13,7	13,7	blenda tostada	13,7	0
Calamina.......	60	70		50	57
Zinc............	16	18		12	13
Carbon de leña.	31	36		31	36
Ulla...........	200	200		200	200
Crisoles.........	2/3	2/3		2/3	2/3

La economía aumenta bajo todos aspectos cuando se sustituye el zinc metálico el óxido de este metal. En este caso se hace en cada horno una cantidad de laton doble lo menos en 24 horas, de la que se obtiene por el procedimiento antiguo, suponiendo que se hace el arcot antes de obtener el laton, M. Berthier evalua los consumos en este procedimiento directo de la manera siguiente:

Cobre roseta.............	57	65
Metrallas amarillas.......	13,7	0
Zinc.....................	32	37
Carbon de leña...........	12	12
Aceite....................	100	100
Crisoles..................	1	1

En todos estos casos en que las materias que se emplean no estan demasiado cargadas de plomo es necesario añadir

de este metal la proporcion de 1,5 ó 2 kilógramas para 100 kilógramas de laton cuando este no está destinado á la fabricacion del alambre.

2718. Para completar los datos que preceden diremos algunas palabras sobre los procedimientos que se siguen en los demas paises.

En Holywell en Inglaterra, se pulveriza y lava la calamina para separar el plomo que se encuentra mezclado en gran cantidad; despues se la calcina sobre una hera de ladrillos ancha y poco profunda, situada debajo de un horno caliente hasta el grado rojo, y se tiene el cuidado de removerla muchas veces. En algunos sitios la calcinan en conos formados por capas alternativas de mineral y de carbon, que reposan sobre un lecho de leña gruesa. Calcinada la calamina se muele á espensas de un molino á propósito y se la mezcla al mismo tiempo con una tercera ó cuarta parte de su peso, de carbon de leña.

Los crisoles estan llenos de calamina mezclada con carbon y cobre rojo. Algunas veces tambien se mezcla el laton viejo; la mayor parte del tiempo se granula todo el cobre y el laton haciéndolos caer al través de una criba á un depósito lleno de agua como se hace caer al plomo con los perdigones. Los crisoles se llenan de carbon en polvo y se cubren y enlodan las tapaderas con una mezcla de arcilla y estiercol de caballo.

En Holywell, se calienta al poco mas ó menos durante veinte y cuatro horas; en otros parajes la operacion solo dura doce, esto depende de la naturaleza del mineral, del tamaño de los hornos etc.

Hácia el fin de la operacion una parte de zinc reducido y que no se ha encontrado en contacto con el cobre, pasa al

través de las hendiduras del lodo y arde alrededor de los crisoles con la llama azul y el humo blanco y espeso que caracterizan á este metal.

Por lo regular se distribuyen en los crisoles 40 libras de cobre, y 60 de mezcla de calamina y de carbon, y se obtienen 60 libras de laton. Segun esto el laton contendrá 0,33 de zinc y la calamina producirá otro tanto cuya cantidad es muy considerable. El procedimiento que acabamos de describir es el que se sigue con algunas modificaciones locales en la mayor parte de las fábricas de Inglaterra.

En Sajonia se hace el laton con la cazmia que se reune en los hornos de reverbero que sirven para tostar las minas de plomo tostadas con zinc, y no se emplea la calamina; segun Swdemborg, se emplean 30 partes de cobre, 40 ó 45 de cadmia, y dos veces su volúmen de carbon de leña.

En Suecia las proporciones de las mezclas son 30 partes de cobre rojo, 20 á 30 de laton viejo, 40 de calamina con una cantidad de carbon conveniente.

El producto del laton varía pero muchas veces no es tan considerable como el que se obtiene en Inglaterra; esta diferencia en los resultados se atribuye en parte á la bondad de la calamina, y en parte á que estando el cobre reducido á granos muy pequeños ofrece el vapor de zinc una superficie mayor que favorece la combinacion. La mayor parte de los estados de Europa poseen manufacturas de laton mas ó menos importantes. En Suecia, en Sajonia, en el Tirol, y en otros muchos puntos existen estas fábricas. Las de Namur y de Stolberg han servido mucho tiempo para la mayor parte del consumo de la Francia. En la actualidad posee esta un número bastante grande de fábricas que producen un laton de buena calidad. La fabricacion de este metal se efectúa en Ingla-

terra en unas fábricas análogas á las del continente y se encuentran en un número muy considerable.

2719. El consumo de laton ha seguido en Francia; este movimiento progresivo y general que se nota en el de todas las materias metálicas: se calcula que ha ascendido en 1787, época en que la Francia le estraia enteramente de la Bélgica ó de la Prusia, á cerca de 150000 kilógramas (327000 libras) solamente. En 1817 se evaluó su consumo total en 175000 kilógramas (381500 libras) de los cuales 750000 kilógramas eran de fabricacion francesa. A pesar de que el consumo haya aumentado todavía la importacion se ha disminuido sucesivamente y en la actualidad puede considerarse como nula al poco mas ó menos segun lo indica la tabla siguiente:

	En masas, placas ó barras.	Laminado.	En hilo para alfileres.	En hilos para cuerdas de instrumentos y bordados.
1818	82716	70773	329869	1717
1819	55228	33122	255811	1560
1820	57247	43042	173601	1983
1821	31803	19693	01170	1983
1822	32795	20593	000	1722
1823	51865	19042	000	1442
1824	31508	26149	000	1353
1825	19601	17113	000	1951
1826	24933	10969	000	1878
1827	22551	7429	000	1613
1828	249147	2519	000	2273
1829	9578	3717	000	1954
1830	18320	3335	000	3277
1831	17071	1666	000	905

CAPITULO XVI.

Fabricacion y usos del bronce.

Descripcion *del arte de fabricar los cañones*, por Monge.

Noticia *sobre los hornos de Hanobre para fundir los cañones*, viaje al Austria; por M. Marcel de Serres, tomo I, página 458.

Resultados *de los esperimentos practicados sobre las aleaciones de cobre de estaño, de zinc y de hierro para la fabricacion de los cañones y otros objetos*, por M. Dussaussoy; *Anales de química y de física*, tomo V, páginas 113 y 225.

Memoria *sobre el arte de dorar el bronce*, *por* M. D. Arcet; París 1818.

Nota *sobre la fabricacion de las medallas fundidas* por M. Chaudet; *Anales de química y de física*, tomo VI, página 46.

Memoria *sobre la fabricacion de las medallas de bronce*, por M. de Puymaurin; París 1823.

Noticia *sobre la fundicion de cañones en Tolosa*, por M. Senarmont; *Anales de minas*, série 3.ª, tomo III, página 231.

Sobre *las causas de destruccion de los cañones*, por M. Gay-Lussac; *Anales de química y de física*, tomo VII, página 389.

2720. Ya hemos dicho en otra parte lo que se debe entender por bronce y vamos á manifestar que la aleacion conocida bajo este nombre, presenta una composicion muy variable. El bronce se representa generalmente como un compuesto de cobre y de estaño; pero esta definicion solo con-

viene á la aleacion que se emplea para la fabricacion de los cañones. El bronce de las campanas, de las estátuas de las medallas, y en general el que se emplea en la fabricacion de los objetos artísticos contiene ordinariamente á la vez cobre, estaño, zinc y plomo. En fin, los bronces que se destinan al dorado son muchas veces unos latones puros ó al menos unas aleaciones cuaternarias como las precedentes.

Segun estas bases se concibe que la dósis de los metales, su eleccion asi como el método que se emplea para fabricar la aleacion, son otros tantos datos que es necesario variar con la naturaleza del producto que se quiere obtener.

Acabamos de enunciar las aplicaciones del bronce con relacion al estado actual de las artes. Pero hubo una época en que esta aleacion jugaba un papel en la industria que el hierro y el acero reemplazaron con mucha ventaja. Entre los antiguos que sabian muy bien fabricar y trabajar esta aleacion, servia para hacer los instrumentos cortantes, las herramientas, las armas y una multitud de objetos que fabricados con el hierro y el acero son á la vez mas baratos y mas convenientes para el uso á que se destinan. Los antiguos fabricaban el bronce como nosotros; pero estando entre ellos esta industria menos adelantada no les permitia obtener esta aleacion tàn constante en sus proporciones. Estando menos perfeccionado el trabajo de amoldar producian sus piezas unos defectos que en la actualidad se saben evitar. Estos hechos son incontestables y si generalmente se juzga lo contrario es porque presentándose á nuestra vista una multitud de objetos artísticos de bronce que nos han dejado los antiguos los atribuimos á una facilidad en su trábajo que no poseian realmente. El exámen detenido de los monumentos antiguos de este género descubre bien pronto una multitud de defec-

tos reparados con mucho cuidado que en las piezas fabricadas en la actualidad no se tolerarian.

Los antiguos prodigaban el bronce en los monumentos estatuarios. Los modernos emplean todo aquel de que pueden disponer para la fabricacion de los cañones. El gusto de las estátuas colosales de la antigüedad, asi como el de las enormes campanas de la edad media, no estan ya en armonía con las necesidades de nuestra época. La invencion de la pólvora y la de los cañones han hecho unos monumentos de bronce tan durables por sí mismos, que el artista puede gustoso esmerarse en su construccion. Las estatuas y las campanas estan siempre espuestas á una refundicion mientras los cañones conservarán siempre su poder.

Por esto, la fabricacion de los cañones forma en la actualidad la aplicacion mas estensa del bronce; por ella empezaremos á estudiar los procedimientos que se emplean para fabricar esta aleacion.

Conocidos estos una vez, es muy facil formarse una idea justa, de los métodos que se emplean para la fundicion de las estátuas, para la de las companas ó para la de las placas que se destinan á preservar los buques de la accion corrosiva de las aguas saladas; porque los procedimientos de fundicion, son los mismos.

En fin, la fundicion de los objetos pequeños amoldados, la de las monedas y en general la fundicion en crisol se estudiará últimamente con menos atencion, á causa de su menor importancia.

Este capitulo se terminará con algunos detalles relativos á los procedimientos que se emplean para dorar el bronce.

Fundicion de los cañones.

2721. La aleacion que se destina para la fabricacion de los cañones, se forma y se funde al mismo tiempo, en unos hornos redondos de reverbero.

La aleacion fundida corre á unos moldes preparados de un modo conveniente y en seguida se someten las piezas obtenidas al taladrado, y á las operaciones sucesivas que las deben terminar.

El bronce de los cañones, es un compuesto de cobre y de estaño, uno y otro tan puros cuanto es posible. En la actualidad se imagina generalmente que las proporciones mas favorables son de 8 partes de estaño por 100 de cobre, cuando se trata de cañones de á 8 y de menor calibre. Para las piezas de á 12 y de un calibre mayor, la relacion de los dos metales, deberá ser de 11 de estaño por 100 de cobre como ya hemos dicho en otro lugar.

En estos últimos años, se han tanteado diversas modificaciones que han tenido muy poco éxito: estas consistian en la adicion del zinc ó del hierro al bronce ordinario. Despues de unos ensayos en grande se ha obtenido la aleacion simple, preparada en otro tiempo.

No volveremos á tratar aqui de las propiedades del bronce de los cañones, puesto que ya han sido estudiadas detenidamente (2180).

En Francia existen tres fábricas de fundicion que son; las de Tolosa, de Strasburgo y de Duay. Estos establecimientos considerables, contienen no solamente la fundicion propiamente dicha de los talleres que sirven para la confeccion de los moldes, sino ademas poseen los talleres de tala-

drar y cincelar para la conclusion de los cañones. En razon de esta reunion indispensable, se colocan siempre los establecimientos de este género, en las cercanías de un curso de agua susceptible de poner en movimiento los taladros y aparatos del mismo género que sirven para esta operacion.

Nuestro objeto no es el de presentar aqui un tratado de la fabricacion de los cañones; para todo lo concerniente á la parte puramente mecánica, recomendamos la obra especial de Monge; aqui nos limitaremos á estudiar los fenómenos químicos de la fundicion, del amoldado y los que sobrevienen despues en el empleo de las piezas.

2722. Las fábricas de fundicion de cañones hacen acopio de diversas especies de metales, que se distinguen con los nombres de metales nuevos, bronce viejo y bronce de fabricacion. Los metales nuevos son el cobre y el estaño del comercio; el bronce viejo se compone esencialmente de cañones inútiles; el bronce de fabricacion consta de todos los desperdicios que provienen de los talleres de taladrar y de cincelar, de una fundicion.

La practica ha enseñado algunas reglas de fabricacion que manifestaremos en pocas palabras. Se sabe que una fundicion de 30000 kilógramas (65400 libras) solo suministra en cañones un peso igual á 13500 kilógramas (29430 libras).

El compuesto se establece como sigue:

Cañones concluidos............	45 k.	=(98,10 libras).
Bronce que pasa á las escorias.	6	=(13.08 libras).
Idem en despojos de fábrica....	49	=(106,82 libras).
Bronce empleado...............	100	=(218 libras).

Sentado esto, para componer una carga es necesario partir de las dósis adoptadas para el bronce que se trata de fabricar y segun la composicion de los materiales que pueden emplearse, tomar de cada uno de ellos lo que conviene para obtener la relacion conveniente entre el cobre y el estaño.

En otro tiempo se hacian entrar á la composicion de los cañones que se fabricaban en Francia 11 partes de estaño para 100 de cobre. En la actualidad no se ponen las mas veces sino 10 partes de estaño por 100 de cobre, y para la carga se limitan los fundidores á las reglas siguientes:

1.° Una fundicion debe contener una décima parte de su peso de cobre nuevo.

2.° El estaño nuevo debe estar en la proporcion de 15 centésimas del peso del cobre nuevo, á fin de restablecer las proporciones del bronce viejo que se añade y tambien para oponerse á la pérdida de estaño que se esperimenta en la fundicion. Por último, es necesario

Para 1000 kilógramas de cañones concluidos

222	de cobre nuevo.
33	de estaño nuevo.
804	piezas viejas.
1162	despojos de bronce de fabricacion.
2221	total del bronce puesto en fundicion.

Para completar estos datos generales colocaremos aqui una tabla detallada que contiene todos los elementos de la fundicion de los cañones, obuses y morteros de diversos calibres. Esta tabla se ha formado en la fundicion de Tolosa.

CALIBRES.	SITIO.		PLAZA.		CAMPAÑA.		OBUSES.		MORTEROS.	
	24	16	12	8	12	8	24	6	10	8
	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
Carga del horno.....	6114	4450	3580	2420	2500	1700	1820	2520	2525	1054
Pieza en tosco.......	3760	2640	2020	1430	1233	854	1582	2237	2320	854
Rebaba...............	1600	1230	1070	615	1070	615	»	»	»	»
Desperdicios.........	150	145	140	135	140	135	135	140	140	140
Merma probable.....	604	435	350	240	147	96	103	143	65	60
Merma probable para 100..............	9,8	9,79	9,79	9,9	5,6	5,6	5,6	5,6	26	57

2723. El cobre que se emplea debe estar puro y por consecuencia bien afinado. Toda fundicion está provista generalmente de un horno de afinacion para poder tratar los cobres impuros en el comercio por cuenta de la misma fábrica. Los cobres refinados de Inglaterra son los que prefieren en las fundiciones francesas.

El estaño de Banca y el de Cornuailles se emplean con preferencia en razon de su pureza. Es claro que el cobre y aun el hierro no producen ningun efecto perjudicial, asi el estaño cobrizo ó ferruginoso pueden emplearse sin inconveniente. No se halla en el mismo caso el plomo que es sumamente perjudicial cuando se halla en una dósis crecida; solo puede soportarse una centésima parte de este metal en el estaño. En cuanto al arsénico ocasionará hojas en el caso de un tiro precipitado; por lo tanto es necesario prescribirle con el mayor cuidado.

En la fundicion de cañones hay necesidad muchas veces de emplear estaño de vasos viejos que contienen mucho plomo, y cuando esto sucede es necesario afinar el estaño con mucha detencion. El método puesto en uso con-

siste en una verdadera licuacion, fundada sobre la fusibilidad que poseen las aleaciones de plomo y de estaño en ciertas proporciones que es superior como se sabe á la del estaño solo. La aleacion se somete á un calor muy moderado en un horno de reverbero. Al momento se liquida dejando correr una aleacion de estaño y de plomo muy fusible mientras que el estaño purificado queda en esqueleto puro. Terminada la licuacion se aviva el fuego y se funde el mismo estaño. El reposo de la masa y las otras operaciones que se usan en las fábricas de fundicion de estaño podrían aplicarse con buen éxito para completar la refinacion del estaño obtenido que dista mucho de estar purgado de plomo de una manera absoluta. Los resultados de esta licuacion deben variar singularmente aun en circunstancias semejantes en apariencia.

2724. La confeccion de los moldes es un objeto de la mayor importancia; porque de ella depende ordinariamente el buen éxito de las operaciones. Los moldes se preparan por tres procedimientos, que son el amoldado en *tierra*, el amoldado en *arena*, el amoldado en *concha*.

Los dos primeros son los que se empléan mas comunmente; el tercero presenta unos inconvenientes demasiado graves para poderle practicar con preferencia, aunque por otra parte ofrece ventajas bajo todos aspectos.

El amoldado en concha se hace en molde de dos piezas. Cada una de estas se forma sobre la mitad de un modelo que es de madera, cortado por un plano, que pasa por el eje de la pieza. Como se puede hacer entrar mucho yeso en esta especie de molde, su confeccion es mas rápida. Cuando estan fabricadas las dos mitades del molde se las reune y se las cierra por dos círculos asegurados por unos pernios. La lí-

nea de separacion jamás junta con tanta perfeccion que pueda impedir la filtracion del metal fundido. Este inconveniente seria de poca entidad, si por la abertura que queda no encontrara paso la aleacion mas fusible que se solidifica la última en el momento del enfriamiento del bronce. Se sabe efectivamente que el bronce al pasar al estado sólido se separa en dos aleaciones, una que se solidifica la primera y otra mas fusible que permanece mucho tiempo líquida, que ascendiendo á la parte superior del molde, por efecto de la compresion que la columna de metal ejerce sobre ella, se escapa por todas las hendiduras que encuentra. Esta aleacion líquida tiende, pues, á colarse por la union, y la direccion que toma se conoce, no solamente á la superficie de la pieza sino tambien por su interior. Por cada costado de la pieza se percibe una línea que corresponde á la separacion de los dos costados del molde; y como está formada de una aleacion muy diferente de la que forma la masa del cañon, ocasiona muchas veces una rotura muy difícil de evitar.

2725. El amoldado en tierra es el que se emplea con mayor frecuencia. Las materias que se emplean en él, son la arcilla, la arena y pelo de vaca, estiercol de caballo y ladrillo molido. En la eleccion de estas materias se evita con mucho cuidado la presencia de la calcárea, que formaria por su calcinacion un desprendimiento de gas que seria muy pernicioso en el momento de la colada. Tambien se evita la presencia del óxido de hierro, que tiene el inconveniente de producir compuestos fusibles con la arcilla, y esto podria ocasionar grandes alteraciones en el molde bajo la influencia del metal candente.

La arcilla se prepara haciéndola secar, mojándola despues un poco y dejándola podrir durante algun tiempo. El

estiercol de caballo se espulga bien y despues se le deja podrir como á la arcilla. El pelo de vaca se bate bien, despues se divide para dejar aislados los palos y para privarle de todos los cuerpos estraños. Las tierras preparadas forman unas mezclas con estos cuerpos que varian en cada fábrica por diversas causas. En general se componen estas mezclas del modo siguiente:

La *tierra fina* que contiene cuatro medidas de arcilla podrida para una de estiercol, la mezcla se deja en reposo durante ocho dias y en seguida se tamiza.

La *potea* formada de cuatro medidas de la mezcla precedente sin tamizar, á la cual se añaden tres medidas de arena fina y una sesta parte de pelote.

La *tierra ordinaria* que se compone de dos medidas de arcilla podrida, de una medida de arena, media de estiercol y media de pelos de vaca

En la fundicion de Tolosa se emplean las mezclas siguientes:

Tierra que contiene unas proporciones variables de tierra arcillosa, de estiercol y de pelos de vaca.

La *potea* se compone de 30 partes en volúmen de arcilla podrida, 10 de estiercol, 30 de arena de rio y 3 de pelo de vaca; ó bien de 100 kilógramas (218 libras) de tierra arcillosa 15 (32,70 libras) de estiercol, 2 kilógramas (4,36 libras) de pelote y 50 kilógramas (109 libras) de arena de rio; todo esto se amasa bien con agua sobre una tabla.

La tierra gruesa es una mezcla de arcilla, de ladrillo molido y tamizado y de pelo de vaca.

La tierra negra es una mezcla de potea de carbon molido y tamizado.

Las *cenizas de curtidor*, son unas cenizas legiviadas

puestas en suspension en un agua que está ligeramente cargada de cola. La jelatina comunica cierto mordiente á esta materia y permite el que se pueda estender con la brocha. Estas cenizas deben estar perfectamente privadas de potasa; sin esta circunstancia se vitrificarian por el calor.

El yeso se emplea sin mezcla.

La *cera de amoldar* se compone de dos partes de cera amarilla y una parte de resina.

2726. El amoldado en tierra comprende dos operaciones muy distintas, que M. Senarmont ha descripto recientemente.

1.° La confeccion del molde.

2.° La confeccion del molde que forma la capa interior.

El modelo se compone de muchos trozos que corresponden á las diversas partes de la pieza en tosco. Todas las dimensiones lineares se aumentan en 1|144 para componer el objeto con perfeccion despues de desvastado.

El modelo de la culata desde el boton falso hasta la platabanda, se amolda en yeso.

El modelo del cuerpo de la pieza se amolda en tierra; estos moldes se construyen alrededor de un eje de madera horizontal, revestido de un trenzado de paja; se enloda con muchas capas de tierra y se concluye por afinarle por medio de una plancha que forma el modelo.

Para determinar sobre el cuerpo de la pieza y el sitio de las asas y de los ejes sobre que gira el cañon se empieza por establecer á nivel la direccion de la arista fulminante; su posicion se halla en seguida indicada por un círculo que se traza con el molde ó escantillon y por el molde de las asas que representa el perfil de una seccion perpendicular al eje de la pieza pasando por otra parte, por el eje de los muñones ó puntos de apoyo del cañon.

Las asas son de cera, los ejes de yeso, se fijan por medio de unos clavos grandes.

Cualquiera que sea la naturaleza del molde la camisa ó capa interior se forma de la misma manera.

Se empieza por cubrir el molde con la brocha de una capa de ceniza de curtidor; por este medio se evita la adherencia del molde. El ribete se compone de capas delgadas de potea, y despues de una mezcla formada de partes iguales de potea y de tierra gruesa. La primera capa tiene 2 ó 2 y 1[2 pulgadas de espesor segun los calibres; la segunda 3, y la tercera 1 ó 2 pulgadas.

Sobre el cuerpo de la pieza se sostienen las asas y los ejes con unos ladrillos; se mastica el todo con potea y se rodea con unas tiras largas de cáñamo. Se sacan los clavos y dejan formado un agujero; por este se hace correr la cera fundida. Cada capa se seca separadamente y endurece al fuego.

El molde de la culata se coloca sobre un horno debajo de una campana de chapa de hierro atravesada de agujeros.

Se calienta el molde de los ejes y el de la pieza encendiendo fuego debajo.

Entre el primero y segundo lodo, y entre el segundo y el tercero se reviste el molde con una armadura fuerte de hierro, esta es un enrejado que se forma con listas de hierro delgadas que envuelven la superficie de revolucion segun sus meridianos y paralelos. Los aros estan á charnela terminados por dos ganchos ó corchetes que se aproximan con unas tenazas. Estos se lian con alambre de hierro que se retuerce en seguida á manera de una cuerda. Cuando el amoldado ha llegado á su término se quiebran por el borde las

partes de yeso y se separan en fragmentos, los modelos de tierra se destruyen á golpes.

Los morteros se cuelan en un molde sin hueso ó centro vuelto boca abajo, y el interior se construye por los procedimientos que acabamos de describir.

El molde se coloca verticalmente en un foso construido de ladrillos secos ; se enciende en el centro un poco de carbon que se alimenta con leña blanca. La llama sale por el alto del molde y por el sitio destinado para los ejes. Se concluye por cerrar todos los orificios y producir un buen golpe de fuego. El interior del molde toma un rojo blanco y el esterior un rojo sombra. La cocion dura cinco ó seis horas y el enfriamiento veinticuatro.

La capa interior sufre fuera del foso la misma preparacion, el molde de la culata y el hueso ó centro de los morteros se cuece con carbon de leña en un pequeño cerco de ladrillos. Cada trozo se enceniza con un escobillon, despues se soflama con un haz de paja. A cada estremo se practica una ranura con un cincel; la misma operacion se hace en las aberturas de los ejes. El molde de la culata que debe soportar una enorme presion hidrostática se fortifica embutiéndole en una cesta de bronce que se enloda con yeso; otro tanto se practica con el hueso de los morteros.

Se empieza por asegurar la cesta de la culata en un agujero que hay en el fondo del foso, despues se hace descender muy verticalmente el molde del cuerpo de la pieza y se cierran los huecos de los ejes con unos panes de tierra cocida. El foso se llena de capas de tierra de ocho á diez pulgadas de espesor bien comprimidas con las masas calientes. Cuando la tierra llega hasta los ejes se reunen todos los trozos

por medio de los ganchos que tienen los corchetes de las armaduras; y como es imposible que las uniones de las cajas junten herméticamente se guarnece su contorno con tierra negra que rellena bien todas las hendiduras; durante este entierro permanece el molde tapado por la parte de arriba; por su interior ha descendido tambien un plato cóncavo destinado á recibir las materias que pudieran introducirse accidentalmente. Por último, se construyen las canales que distribuyen el bronce fundido. Unos pequeños agujeros llamados trompas atraviesan la pared del molde á seis pulgadas de su orificio superior y van á parar á los canales. Estos canales son de ladrillo y deben estar encenizados y soflamados asi como todos los útiles de hierro ó de fundicion que estan espuestos á tocar al bronce fundido.

2727. El amoldado en arena ofrece unas ventajas reales sobre el amoldado en tierra, pero está acompañado de tantos y tan graves inconvenientes, que se le ha debido abandonar. Es mas económico, y los moldes se ejecutan con mayor prontitud; estas son las ventajas que presenta. Pero el molde en arena es demasiado compacto para proporcionar á los gases una salida facil, de suerte que las piezas quedan despues de amoldadas llenas de ampollas producidas por las burbujas de gas que quedan introducidas en el bronce.

Se ha renunciado pues al amoldado en arena, y no nos ocuparemos mas de él por esta causa.

2728. Los hornos de reverbero son los únicos que se usan para la fundicion de los cañones. Aquellos cuyo suelo es circular, se adoptan generalmente para el bronce; sin embargo, se les puede dar la forma elíptica. En todos los casos no se alimenta el fuego en ellas por medio de los fuelles; su actividad es escitada por el tiro de las chimeneas y por las

corrientes de aire que suministran las ventosas. Los hornos redondos se calientan con leña; los de forma prolongada que presentan menos capacidad, con ulla generalmente.

La facilidad con que se oxida el estaño contenido en el bronce tiende á desordenar las proporciones de la aleacion como lo prueban los esperimentos de M. Dussaussoy (2181) y una multitud de resultados prácticos. Se debe pues evitar con el mayor cuidado toda llama oxidante y disponer los fogones de manera que la llama quede enteramente despojada de oxígeno. Esto se consigue dando mucho espesor á la carga de combustible. Por esta misma causa se deberian cargar los fogones de los hornos que se alimentan con ulla, por medio de una tolba, á fin de evitar el abrir la puerta del fogon y las irregularidades de una combustion intermitente. Por lo demas la ulla debe alterar por su azufre al bronce que está destinada á fundir.

Aun no estan muy de acuerdo los operadores sobre las ventajas que proporcionan los hornos largos y los hornos redondos. Unos se imaginan que los hornos redondos que contienen mas materia son mas económicos y producen un bronce resistente; otros creen que una fusion mas pronta y revolviendo en ella el líquido con mayor facilidad, hacen la aleacion mas íntima en los hornos largos y que se emplea, por otra parte, un combustible mas barato.

En las fábricas de fundicion francesas se construyen ordinariamente tres hornos redondos que se calientan con leña y contienen el 1.° 30000 kilógramas (65400 libras) de materia en fusion; el 2.° 15000 kilógramas (32700 libras) y el 3.° 8000 (17044 libras). Otros muchos hornos de menor dimension calientes con leña ó con ulla se destinan á la fusion de las obras menudas ó á esplotar el metal

que contienen las escorias y las tierras de los moldes.

2729. Los hornos redondos que se usan para la fundicion de los cañones se componen de tres partes principales, el fogon el interior y la chimenea.

1.° El fogon recibe el combustible por el agujero que está practicado en su bóveda. Las cenizas y las carbonillas caen en el cenicero al través de la regilla; el aire que se necesita para la combustion llega debajo de la regilla por una ó muchas galerías llamadas ventosas.

2.° El interior del horno en el cual se opera la fusion comprende el suelo que está formado por dos planos inclinados hácia la línea de enmedio y cuya interseccion ofrece por sí misma una pendiente hácia el agujero de colar. En este horno hay dos puertas para el trabajo guarnecidas pcr chapas de fundicion. Los respiraderos que determinan el tiro varían en su número segun la capacidad del horno; la abertura superior desemboca en la chimenea y la inferior se introduce en parte en el baño metálico.

3.° La chimenea qne recibe las emanaciones de los respiraderos y de las puertas se eleva sobre la plataforma que está formada encima de la bóveda.

El foso en que se colocan los moldes está formado delante del horno cerca del agujero de colar.

Para establecer un horno es absolutamente importante elegir un terreno tal, que el suelo del taller y el de las ventosas presenten una gran diferencia de nivel; por esta disposicion las ventosas pueden elevarse y suministrar un gran volúmen de aire; y el cenicero donde se acumulan los carbones encendidos que caen del fogon, debe tener una altura suficiente para que el aire destinado á alimentar la combustion, no se enrarezca demasiado por este monton de carbones can-

dentes. Es tambien conveniente que el suelo de este se halle colocado á una altura inferior al de las ventosas.

Estas deben tener una abertura muy larga, presentando la figura de un embudo cuya parte ancha se halla hácia el cenicero á fin de que la corriente de aire llegue mas densa al sitio de la combustion: muchas veces solo se construye una, y otras se construyen muchas; en este último caso es esencial el aislarlas perfectamente unas de otras para no contrariar su efecto. Las variaciones de efectos que producen los hornos consisten en las dimensiones y en la disposicion bien ó mal entendida de las ventosas, y se atribuyen principalmente á esta causa las diferencias en la duracion de las fundiciones. Es necesario colocarlas siempre que sea posible en la direccion de los vientos que reinan en el pais con mayor constancia, y cerca de un curso de agua que refresque el aire y le condense.

Los cimientos lo mismo que lo restante del horno deben fabricarse sólidamente con gruesos pedazos de piedra ó con unos ladrillos muy duros. Se les da una profundidad relativa á la naturaleza del suelo, que aun en ciertos casos puede exigir unas disposiciones particulares. Para mayor solidez, se atraviesan todos los macizos de la fábrica por unas tiras de hierro que evitan su separacion.

Debe concebirse que la profundidad del foso se calcule desde el fondo hasta el agujero de colada, segun la altura total de un molde completo del calibre mas largo. Cuando la disposicion del terreno pueda hacer temer las infiltraciones del agua es necesario cubrir de plomo el fondo de la escabacion ó preservarle de estos inconvenientes por otros medios á propósito.

Todas las partes del horno que deben esperimentar el

contacto de la llama ó del metal fundido, tales como el fogon, la bóveda al agujero de colada y todo el contorno de la capacidad interior, asi como las puertas y los respiraderos estan construidos de ladrillos refractarios.

Estos ladrillos estan unidos entre sí por medio de un argamasa de cimento hecha con ladrillos viejos reducidos á polvo y forma una vestidura interior que no está unida á lo restante de la fábrica sino lo necesario para la solidez de la construccion. Esta precaucion es indispensable porque muchas veces hay necesidad de renovar en su totalidad ó en parte esta cubierta segun lo exige su estado de degradacion.

Las dimensiones del interior del horno se arreglan por la cantidad de materia que deben contener; en la evaluacion de la capacidad entran dos datos; el diámetro de la superficie del baño y su profundidad; de aqui resulta que se podrá obtener el mismo volúmen, aumentando ó disminuyendo el uno á espensas del otro. Luego si se da á la pila demasiada profundidad, el calor penetrará difícilmente hasta las capas inferiores que reposan sobre el suelo, y habrá una esposicion de formar lo que se llama la torta. Si por el contrario se adopta otra medida para la superficie de la pila, se aumenta la puerta de la bóveda y la capacidad del horno; de donde resulta una dilatacion inútil de la llama, un consumo mayor de leña, una oxidacion mayor de los metales y una pérdida mas considerable.

La bóveda está sometida por su altura á unas consideraciones particulares; debe ser rebajada tanto cuanto lo permita la solidez á fin de que el calor no se pierda en un espacio demasiado estenso; es necesario ademas que un obrero se pueda sostener en lo interior del horno sin demasiada

incomodidad para colocar los metales sobre el suelo y hacer las reparticiones necesarias. Se advierte segun esto, que las bóvedas de los hornos pequeños son comparativamente mas elevadas que las de los grandes. El corte de unos y otros presenta ordinariamente la fama de una asa de cesta de tres centros.

2730. A la esperiencia y á la teoría se deben algunos datos sobre la construccion de los hornos; los daremos á conocer sin presentarlos como positivos.

Desde la abertura esterior de la ventosa hasta los orificios superiores de los respiraderos, debe recorrer la llama unos espacios mas y mas estrechos á escepcion del vacío interior del horno que debe ser bastante grande para contener los metales.

La relacion de la superficie del fogon es á la del baño de 0,14; en cuanto á la capacidad del fogon varía con la naturaleza de la leña que se emplea y la cantidad de aire suministrado por las ventosas; la relacion de este vacío á la suma de los orificios de los respiraderos, es por término medio de 0,28. La profundidad del baño para los hornos de 30000 kilógramas (65400 libras) es ordinariamente de 0,42 metros (1,4990 pies) para los de 15000 kilógramas (32700 libras) de (0,36 metros (1,2852 pies), y para los hornos de 8000 kilógramas (17740 libras) 0,30 metros (1,710 pies). La altura de la bóveda sobre la superficie del baño es para los mismos hornos de 1,04, 0,83, 0,80.

El radio de la pila se determina de manera que pueda esta contener toda la materia en fusion.

Un horno nuevo retiene siempre mucha humedad que es indispensable hacer desaparecer antes de servirse de él por primera vez sin esta precaucion; los vapores que se des-

prenden del macizo de la fábrica no tardarían en romperla y resquebrajarla en todos sentidos.

Es necesario sobre todo que el revestido interior del horno esté perfectamente recocido. Para esto se empieza por enlodar todas las superficies que deben sufrir el contacto de la llama con una lechada muy clara de arcilla que se hace secar por medio de algunas virutas ó retamas que se encienden en medio de la pila. En seguida se llena de ladrillos toda la capacidad del horno teniendo cuidado de colocarlos al poco mas ó menos como en un horno destinado á su cocion, dejando entre ellos unos intérvalos suficientes para que la llama circule por todas partes, y para que todos los puntos de esta vestidura interior esperimenten igualmente su accion. En fin, se cierran las dos puertas por unos muros formados de ladrillos refractarios.

Preparado todo de este modo, se enciende en el fogon un fuego de leña menuda muy ligero desde luego, pero que se va aumentando por gradacion en el espacio de ocho ó diez horas, hasta que el horno haya adquirido el grado rojo blanco, á cuya temperatura queda sometido durante dos dias lo menos.

Terminada la cocion, se tapan todas las aberturas del horno y no se abren hasta que se encuentra enteramente frio.

Esta operacion debe practicarse igualmente siempre que sin reconstruir los quebrantos del horno, se haya rehecho enteramente su vestidura interior; precauciones análogas se toman cuando se hace en el horno una ligera reparacion ó cuando se ha dejado de trabajar en él mucho tiempo; entonces no se llena de ladrillo toda su capacidad, sino que se limita á cubrir la parte anterior del altar hasta la bóveda y

lo que dura esta cocion está reducido á tres ó cuatro dias.

2731. Las operaciones se dividen todavía en la preferencia que se debe dar á los metales nuevos ó á los viejos para formar la carga de los hornos; algunos fundidores imaginan que la aleacion del cobre y del estaño es tanto mas íntima cuanto mayor número de fusiones ha esperimentado el cobre. Otros consideran al óxido que se forma en estas fundiciones sucesivas como susceptible de alterar la pureza de la aleacion. Es probable que asi el cobre como el estaño se afinen por fundiciones sucesivas, quedándose libre de los metales mas oxidables que los manchan. Se debe pues aprobar el reglamento que fija en un décimo de la carga la proporcion de cobre nuevo que debe alearse con los bronces viejos.

La carga se compone de dos partes muy distintas á saber: de los metales que se introducen en el horno antes de empezar el fuego, y de las que añaden durante la fundicion. Los primeros consisten en rieles de cobre nuevo, en cañones inútiles, en recortaduras y otros restos de las fundiciones precedentes; los segundos consisten en los fragmentos que se separan al trabajar las piezas, que completan la carga, y en estaño necesario para dejar la liga á las proporciones que se desean.

Calculada la carga se prepara el horno para recibirle, es decir que se enlodan sus paredes con una capa de agua y ceniza, que evita siempre un poco la adherencia del bronce líquido á los ladrillos de la pila. El agujero de colar se cierra con un tapon cónico de hierro cubierto con tierra potea para que llene mejor el sitio. Contra su gran base, que está vuelta hácia lo interior del horno, se aplica un ladrillo cuadrado refractario que le preserva del contacto del baño y

previene su destruccion. Este ladrillo encaja en una muesca practicada para este efecto en la parte interior del horno.

La disposicion de los objetos que se han de fundir sobre el suelo no es indiferente; esta debe ser tal que los que tienen mayor volúmen ó que son menos fusibles, como los rieles de cobre nuevo se colocan cerca del altar evitando el ponerlos á derecha ó izquierda del fogon. De esta manera recibe mejor el golpe de fuego; es necesario evitar el que se obstruyan las entradas de los respiraderos, si no antes bien dejarlos espeditos todo lo posible y colocar los metales de la manera mas conveniente para dejar libre el efecto de todas las aberturas. Es necesario tambien dejar vacíos entre los objetos de que se carga el suelo, á fin de permitir á la llama que se desenvuelva por todas partes. Se conserva por último un espacio vacío de algunos centímetros entre los metales y los muros del horno.

Los bronces de un gran peso que componen la carga, se conducen al suelo del horno por un plano inclinado, sobre el cual se mueven por medio de rodillos y de un cabreante colocado en la puerta opuesta á la que se introducen. En cuanto á los bronces que á causa de su dimension no pueden entrar enteramente en el horno, se los coloca á la entrada de las puertas lo mas interiormente posible y se tapan con ladrillos los intérvalos que quedan vacíos.

2732. Cuando todo está ya preparado, se enciende el combustible en el fogon. Los hornos de reverbero de pequeñas dimensiones son los únicos en que se puede hacer uso de la ulla. Los hornos redondos se dice que presentan una pila demasiado grande para que la llama de este combustible pueda calentar toda su estension. Es de creer que la ulla dará mejor resultado en los hornos grandes que en los pe-

queños modificando convenientemente el fogon. En el dia los hornos grandes se calientan con leña, se hace uso para esto, de la encina ó del pino, segun las localidades; las dimensiones de los troncos varian con las del fogon, habiéndolas combinado la esperiencia unas y otras para producir el mayor efecto.

Vamos á describir de una manera sucinta la marcha del fuego, y los procedimientos que se ponen en práctica para verificar una colada. Durante las primeras horas, se conduce el fuego con mucha moderacion á fin de calentar el suelo por grados y dejar desprender el humo del cual se condensa una parte sobre los metales, y en seguida se quema cuando el calor aumenta. Durante este primer periodo no tiene brillo la llama y apenas sale por los respiraderos: el metal todavia no cambia de color. Asi que los vapores negros han desaparecido, se activa el fuego, el metal se empieza á enrojecer, la llama toma un rojo menos subido y se eleva hasta la parte superior de los respiraderos, el metal pasa en seguida al grado rojo blanco, los bronces colocados al lado del fogon entran poco á poco en fusion, la llama adquiere un color mas brillante y se eleva cada vez mas. En fin hácia la sesta ó sétima hora cuando el horno marcha bien, el bronce se encuentra fundido al poco mas ó menos.

Antes de liquidarse enteramente pasa al blanco candente; el estaño fundido suda por todos los poros y se cuela en seguida arastrando con él una pequeña cantidad de cobre. Cuando el baño está formado al poco mas ó menos, se hacen descender al suelo por medio de unas grandes pértigas, los metales que han podido escapar á la fusion, y si ya estaban, se les hace pasar hácia el altar. Cuando están fun-

didos, se revuelve con velocidad la materia líquida, la imersion de las pértigas produce en el baño un hervor muy vivo que multiplica los puntos de contacto entre las moléculas de los dos metales, se oponen á la reunion del estaño en las capas superiores hace pasar á la superficie de las capas inferiores del líquido y las espone sucesivamente á la mayor accion del calor. Nunca será demasiada la repeticion de esta operacion que produce una distribucion igual del estaño.

Se comprende muy bien la necesidad de la accion mecánica de los gases que se desprenden de las pértigas ó palancas de madera cuando se considera que estando el baño caliente por su superficie, las capas superiores mas dilatadas no descenderán jamas al fondo, y estando las del fondo menos caliente no ascenderán jamas á la superficie. Las pértigas ejercen ademas un efecto desoxidante muy útil. Cuando el baño está muy caliente, espuman los fundidores con mucho cuidado y con unos rastros largos de madera todas las escorias que sobrenadan á la superficie, en seguida arrojan al baño los fragmentos que se obtienen de tornear y taladrar los cañones, y como estos fragmentos entran por lo regular en cantidad bastante grande en las cargas, se hace su adicion sucesivamente por no enfriar demasiado la masa del baño. Se tiene cuidado de revolverle bien durante y despues de esta operacion; despues se espuma todavia una ó muchas veces. Abriendo con frecuencia las puertas se resfria el metal, se retarda la colada y se aumenta el consumo de combustible. Retirando las escorias mucho tiempo, la merma es mas considerable puesto que se separa á cada vez la película de óxido que se forma inmediatamente en la superficie del líquido. Se debe por lo tanto operar con la mayor prontitud posible.

El estaño se introduce en pequeños rieles preparados de antemano, á fin de poder hacer una distribucion mas igual sobre el baño; á este metal se le introduce una hora antes de la colada; en seguida y casi continuamente se activa cuanto sea posible la combustion.

2733. La época crítica de las fundiciones es aquella en que es necesario juzgar del grado de calor del baño y decidir el instante mas apropósito para la colada. Se han probado diversos medios pirométricos que no han tenido mejor éxito en esta industria que todas cuantas se ha tratado de apreciar unas temperaturas elevadas. Sin embargo, en la actualidad se sirven en Tolosa de un pirómetro inventado por M. Aubertin. Este pirómetro está formado de una barra de hierro que encaja entre dos reglas convergentes graduadas. Cuando la barra ha llegado á la temperatura del horno, se evalua esta temperatura inicial por el tiempo que emplea en contraerse una cantidad que se mide con exactitud entre las dos reglas fijas graduadas.

En general se imagina que el baño debe haber adquirido la temperatura mas elevada que se puede obtener en los hornos redondos puestos en uso: tal vez un grado mas alto de calor convendria mejor; sin embargo existe un límite del cual no se podria pasar sin inconveniente.

Hé aqui por lo demas los indicios que anuncian el momento en que el bronce ha llegado á una alta temperatura y á una gran fluidez. La palanca con que se revuelve siendo ligera á la mano, se introduce fácilmente en el baño, se resbala con rapidez sobre el suelo, asciende prontamente á la superfiicie y no retiene cuando se la retira ninguna parte metálica adherida á sus fibras. El sonido de la materia agitada se advierte con mayor claridad; esta salta al rededor

de la palanca en glóbulos divididos, en vez de elevarse en surtidores. Se forman hondas sobre el baño que parten desde el centro á la circunferencia, estas son muy numerosas y están muy aproximadas. Los carbones muy delgados corren con rapidez por la superficie del baño, este se eleva con mayor fuerza hácia el altar del horno, lo que anuncia una oxidacion mas pronunciada. No se desprende humo en el momento de la proyeccion de un torneo de leña sobre el fogon cuando ha llegado este caso, y la llama saliendo vivamente por todas las aberturas posee una blancura que la vista no puede soportar. Es muy importante advertir que la superficie del baño puede presentar todos los síntomas de la fluidez y del calor, mientras que las capas inferiores que tocan al suelo observan sin embargo un resto de consistencia pastosa. El fundidor que maneja la palanca debe apercibirse de este accidente redoblando sus esfuerzos en el batido de la materia líquida.

2734. Cinco ó seis horas antes de la colada, se cuece la canal que está destinada á conducir el metal á los moldes; esta cocion se practica primero con leña y en seguida con carbon; durante este tiempo se tiene cuidado de tener los moldes descubiertos por partes á fin de dejar desprender la humedad del aire que sin esta precaucion se depositaria en las paredes del molde.

Cuando se juzga que el metal se ha calentado lo suficiente, se prepara todo para la colada. Se limpian bien las separaciones de la canal, se quitan las tapaderas que cubren los moldes, se destapan los agugeros de colada ó sus trompas; se examina su interior con una bugía y se quitan las cápsulas de hierro y con ellas los pequeños cuerpos estraños que pueden haberse reunido allí. Dos obreros tapan las trompas

de los moldes con dos tapones cónicos de hierro colocados en el estremo de unos mangos largos. La parte de estos tapones que debe esperimentar el contacto del bronce, se enceniza y calienta fuertemente. Estos tienen por objeto el dar tiempo á la. materia líquida para llenar la primera division de la canal antes de caer en los moldes. Otros obreros se preparan á levantar las compuertas que separan las divisiones siguientes, á fin de que una vez empezada la colada no esperimente ya interrupcion.

2735. El tapon que cierra el agujero de la colada se levanta por medio de una especie de hurgon de forma cónica ligeramente encorvado y sujeto á un mango largo que el maestro fundidor maneja ayudado de una cadena que le sirve de apoyo. Este instrumento debe enceninarse primero en su parte cónica para que el metal no adhiera á él, y calentarse bien para evitar que la materia por el contacto de un cuerpo frio, no salte á su salida del horno. Despues de algunos golpes que se dan sobre el diámetro pequeño del tapon, cede este y deja escapar el metal fundido cuya salida se modera con el estremo del urgon que queda constantemente enganchado en el agujero de colada. Luego que el canal se ha llenado, los obreros retiran sus tapones y el bronce cae á los primeros moldes. Cuando llega al nivel de las trompas, se abren las compuertas siguientes y se dejan llenar todos los otros moldes de la misma manera hasta concluir la colada.

Si la carga ha estado bien calculada, el metal debe elevarse en todas las divisiones del canal á la altura superior de los moldes. Aqui se advierte que el agujero de colada debe tener un diámetro, tal que pueda suministrar á la vez la materia necesaria para llenar dos, tres ó cuatro moldes segun

los casos, y que el bronce caiga á caño lleno y sin interrupcion.

A pesar del alto grado de cocion que se les ha dado á los moldes, el metal al llenarlos, les envuelve una gran cantidad de vapores que se desprenden sin cesar por el orificio de los moldes; esto prueba que no se los puede privar enteramente de la humedad ó que esta se los comunica por el contacto de la tierra del foso.

Para asegurarse que la colada tiene el calor necesario, es preciso observar si el surtidor presenta en los moldes un color azulado que es el del bronce perfectamente fundido: cuando el metal no está muy líquido, este color es violado por una película rojo-amarilla que indica un principio de congelacion en la superficie del metal. Luego que los moldes están llenos, se echa sobre el bronce en el orificio de los moldes una cesta de carbon de leña, cuya combustion evita un enfriamiento demasiado rápido en esta parte. Antes de la solidificacion del canal, se reemplazan las compuertas de hierro por unos ladrillos de la misma forma, que cortan y dividen los canales en secciones y facilitan tambien la separacion del metal.

2736. Cuando el metal que contiene el canal se ha fijado suficientemente, se demuele la fábrica, se separan las secciones de los canales y se retiran del foso. Algunas veces se empiezan á levantar las tierras hasta el nacimiento de los moldes dos ó tres horas despues de la colada; de este modo se descubren enteramente. Es necesario tener gran cuidado de no practicar esta primera operacion si no cuando el metal contenido en el molde está coagulado hasta el punto de no producir ningun efecto sobre las capas inferiores. A los dos dias siguientes se continúa vaciando el foso, y despues de

cuarenta y ocho horas mas ó menos segun el calibre, se pueden retirar los moldes. Las piezas se colocan en unos apoyos convenientes que se hallan dispuestos en el taller, y en seguida se procede á la separacion de todas las partes que han quedado adheridas á la pieza.

Se separa sucesivamente la segunda capa despues de haber quebrantado con unos mazos la tierra medio calcinada; todavia queda una costra dura formada por las infiltraciones del metal en las tierras del molde; esta costra se separa en pedazos por medio de herramientas á propósito sobre las cuales descarga un obrero grandes golpes de martillo; los fragmentos que resultan se esplotan en seguida en un horno destinado á este efecto.

Es evidente que las infiltraciones de que se trata son tanto mas considerables cuanto mas porosa es la cubierta de los moldes, y cuanto mas líquido se halla el metal. Se concibe tambien que se verifican con mayor abundancia en las partes inferiores, donde la presion de la columna fluida es mayor, y donde los moldes largos de los cañones de sitio y de plaza son penetrados mucho antes que los de los calibres de campaña. Los huesos de los morteros, están penetrados de materia metálica hasta su centro: de suerte que el despojarlos de ella es largo y costoso.

Estas infiltraciones que aumentan con la temperatura de la aleacion, limitan el fuego que se puede dar á la masa metálica, porque su estraccion es penosa y difícil. Parece sin embargo ventajoso el elevar todo lo posible la temperatura de la aleacion, porque entonces el bronce se hace mas denso, mas homogéneo, y por consecuencia mas tenaz.

2737. Encima de los moldes y antes de la fundicion, se coloca una pieza dispuesta del mismo modo y de la misma

materia que los moldes, y que tiene cierta capacidad para mantener una cantidad de metal fundido, que tiene por objeto lo siguiente: 1.° favorecer á la contraccion que toma el metal fundido al solidificarse; 2.° reemplazar el que absorven las tierras, y el que se emplea para llenar el esceso de capacidad producido por la dilatacion de los moldes; 3.° retardar el enfriamiento en la parte superior de los cañones, para que la colocacion de las partículas metálica, se haga con mayor regularidad; 4.° recibir los gases y todos los cuerpos estraños que por su ligereza específica se ven obligados á ocupar la parte superior de la masa metálica.

En la parte superior de estas piezas, se puede observar la merma sucesiva de la materia. Durante las cuatro ó cinco horas despues de la colada, el metal desciende insensiblemente, pero mucho mas en el centro que en los bordes porque las capas próximas á las paredes, se enfrian con mayor velocidad á causa del contacto de la tierra á que permanecen adheridas; de aqui proviene este vacío en forma de embudo que presentan siempre en sus estremidades las masas que contienen estas piezas adicionales. Esta merma varía en cada calibre y en cada colada, como la energía de las diversas causas que la producen. Asi en igualdad de circunstancia, este descenso está en razon de la temperatura del baño y puede servir para comparar á un golpe de vista el estado de las coladas entre sí con respecto á su grado de calor. Este descenso se ha encontrado que era igual á un 15 ó á un 16 avos del volúmen total de estos moldes adicionales.

Se les atribuye tambien una propiedad de otro género; esta es con respecto á su efecto como masas comprimentes sobre las capas inferiores de metal. El general Lamartilliere y los fundidores antiguos, han imaginado que su peso debia

aumentar la densidad del bronce sometido á su presion; por consecuencia la pesantez específica del cañon debia ir decreciendo desde la culata hasta la boca; pero el análisis químico esplica las diferencias que se advierten en la pensatez específica de las diversas partes de un cañon por la diferencia de ley en estas mismas partes ; de suerte que si por medio de esta pieza adicional se previene la formacion de las burbujas de aire y de las cavidades en las capas inferiores, es porque suministra á cada momento el metal que se necesita para llenarlas.

Cualquiera puede convencerse fácilmente de que esta pieza obra por la masa que contiene, como un simple depósito de bronce destinado á recibir la aleacion que se separa durante la congelacion de la pieza para suministrar á esta el metal líquido que necesita para llenar las cavidades que se originan por diversas causas. Si no es este el papel que juega y si solo debe considerarse como una columna comprimente, se podrá reemplazar por un tubo estrecho y mas largo; pero se sabe muy bien que esto es cosa imposible.

Si la influencia de este depósito sobre la densidad de las partes de un cañon puede hacerse constar, no sucede lo mismo con el efecto real de su peso sobre las paredes de los moldes, el cual tiende á ensancharlos, á romperlos y á aumentar las infiltraciones constantemente.

La tabla siguiente hace conocer las dimensiones de estos recipientes (á que los franceses llaman *masselotts*), en las tres fábricas de fundicion; dimensiones cuyas diferencias resultan sin duda de las localidades ó de las materias que se emplean para el amoldado.

TABLA DE LOS MASSELOTTS QUE EN LA ACTUALIDAD SE EMPLEAN EN LAS TRES FÁBRICAS DE FUNDICION.

DESIGNACION DE LOS CAÑONES.			DIMENSION DE LOS MASELOTTES.					
			Longitudes en			Diámetros en		
			Donay.	Strasburgo.	Tolosa.	Donay.	Strasburgo.	Tolosa.
			m.	m.	m.	m.	m.	m.
Cañones de......	sitio de...........	24	1,80	1,70	1,93	0,37	0,41	0,43
		16	1,70	1,70	1,91	0,34	0,37	0,37
	plaza de..........	12	1,45	1,40	1,79	0,31	0,33	0,35
		8	1,22	1,30	1,32	0,27	0,30	0,32
	campaña de.....	12	1,25	1,30	1,59	0,29	0,30	0,33
		8	1,35	1,30	1,49	0,26	0,28	0,31
		6	0,97	1,10	0,00	0,23	0,24	0,00
		4	0,92	1,00	0,00	0,20	0,21	0,00
Obuses de............................		8	1,03	1,00	0,00	0,38	0,40	0,00
		6	1,05	1,00	0,00	0,32	0,33	0,00
		5 2/3	0,97	1,00	0,00	0,28	0,30	0,00
Morteros de la Gomer..............		12	1,35	1,40	0,00	0,38	0,40	0,00
		10	1,38	1,40	1,79	0,35	0,36	0,37
		8	1,10	1,20	0,81	0,34	0,14	0,37
		6	0,80	1,00	0,00	0,22	0,22	0,00
Provetas.			0,92	0,93	0,61	0,26	0,27	0,25
Pedreros.			1,35	1,40	0,00	0,35	0,54	0,00

Estas medidas estan en metros y el metro equivale á 3,57 pies.

2738. Cuando se consideran con atencion los fenómenos que se verifican en la masa de bronce contenida en el molde es necesario convencerse de lo imposible que es el obtener una pieza de composicion homógenea.

Desde que el bronce empieza á fijarse se divide en una aleacion, menos fusible que se solidifica y en otra mas fusible

que asciende sobre el depósito ó masselott; esta nueva aleacion se divide allí á su vez en otras dos partes de las cuales una se solidifica mientras que la aleacion líquida todavía vuelva á descender á la pieza á medida que la contraccion ocasiona ciertos vacíos, sobre todo cuando la aleacion líquida todavía penetra en la misma sustancia del molde, de suerte, que la proporcion de estaño va disminuyendo en el depósito conforme se enfria, resultando de aqui que ciertas partes de la pieza son mas ricas en cobre que el depósito final; otras por el contrario, son mas ricas en estaño que este depósito.

Segun un gran número de análisis se han observado las condiciones siguientes, relativas á las cantidades de cobre y de estaño que contienen las diversas partes de la misma pieza.

La proporcion de estaño disminuye desde la culata á la parte superior del depósito. Esta disminucion es tanto mas rápida cuanto mas se alejan las diferentes partes de la base.

La cantidad de estaño que contienen decrece desde el eje á un punto determinado que se halla próximo á la circunferencia, y crece en seguida de una manera insensible.

La ley media de la pieza es un poco mas baja que la de la colada á causa de las infiltraciones ricas en estaño que se verifican en las tierras del molde.

Cuando se ha disminuido el depósito cuya ley es mas baja, la del cañon es mas superior que la de la colada.

Luego que se ha separado el centro de la pieza por medio de un taladro y la superficie se ha rebajado por la accion del torno, la ley media de la pieza queda semejante á la de la colada; esto manifiesta que tanto el centro de la pieza como la circunferencia son mas ricas en estaño que la colada.

Una parte al menos de estos resultados se puede deducir de los análisis siguientes:

CALIBRES.		8	12	16	24
Ley de la culata		11734	10950	10920	11730
En la superficie	Boca	10730	11885	11307	11290
	Asas	11940	12635	12128	12380
	Fondo del alma	12931	12671	12412	17340
Sobre el eje	Bocas	10894	11152	11000	10987
	Asas	12002	11735	11943	11859
	Fondo del alma	13624	12140	15540	12820
Paredes del alma	Boca	10540	11011	10938	11116
	Asas	11840	12205	12082	11830
	Fondo del alma	13324	12826	12291	12287

2739. Vamos á describir rápidamente el trabajo mecánico ó medio por el cual se termina la pieza. Sujeto el cañon por el boton falso en un sustentáculo cuadrado de bronce se sostiene en un punto de su boca sobre dos rodillos de bronce que giran en unos ejes de acero. En este estado se le imprime un movimiento de rotacion mientras que una herramienta de forma á propósito traza un sulco profundo en el punto conveniente, que concluye por separar la pieza que formaba el depósito ó masselott. Un cañito de agua cae continuamente sobre la parte cortante de esta herramienta.

Para centrar la pieza se eligen dos puntos á donde el contorno sea al poco mas ó menos circular; para esto se hace reposar la pieza sobre dos medias lunas ó cajas de madera, y formando con una regla en los dos estremos de la pieza dos cuadrados ó dos rectángulos semejantes cuya posicion sea idéntica, se hallará en el centro de estas figuras el eje de revolucion. La pieza se hace tornear por cuartos de circun-

ferencia, colocando horizontal la línea que se ha trazado vertical.

Determinados una vez dos puntos del eje es facil para proceder al torneado el taladrar en cada estremo un agujero cilíndrico en la direccion de este eje. En cada estremo penetran unas puntas en los agujeros taladrados. Sostenida asi la pieza recibe un movimiento de rotacion por medio de una especie de llave cuadrada de bronce que abraza el boton falso. Un carro movible lleva la herramienta, dos tornillos le comunican los movimientos rectangulares, el uno paralelo y el otro perpendicular, al eje del torno y un obrero le dirige segun conviene. Este perfila el contorno de la pieza con un compas de gruesos y unas reglas largas y divididas. El círculo que pasa por el eje de los muñones del cañon sirve de punto ó de partida para las longitudes. Se emplea la gubia, el formon plano y otras herramientas, en su desbaste y afinacion.

La herramienta debe cortar poca cantidad de materia á la vez por no producir ondas y canales. Los morteros se tornean como los cañones pero como se han colado en hueco es necesario empezar por llenar el alma con un pedazo de bronce.

Para formar el taladro, se sostiene el cañon como hemos dicho anteriormente, por el boton falso y haciéndose descansar por la parte de la boca sobre dos rodillos de bronce. Sobre la boca apoya una cabeza de fundicion para impedir que la pieza se levante por los estremecimientos que origina el esfuerzo de las herramientas. El eje de la figura está inclinado al horizonte de manera que las virutas que arranca el taladro salen naturalmente por la boca. El agujero se empieza desde luego por medio de una herramienta llamada lengua de carpa, despues se coloca la espiga del taladro en la direc-

cion de una línea marcada sobre el banco de taladrar.

Esta línea está en un mismo plano vertical con el eje de la pieza, y forma encima de su prolongacion un ángulo de algunos segundos que tiene su vértice en la boca del cañon.

La herramienta está sujeta de tal modo que no se puede mover cuando empieza á trabajar sobre la pieza; delante de ella obra un cilindro concéntrico al eje del cañon. Cuando la cabeza está ya empeñada en el taladro, la espiga se levanta á causa del ángulo formado por el eje de la pieza con la direccion del taladro; por este medio cede y apoya el talon de la herramienta sobre las paredes del alma, si esta está bien concentrada cuyo instrumento no se puede desviar.

El alma no puede jamás teóricamente hallarse escéntrica, pero en la práctica hay muchas causas que producen este resultado desagradable; entre estas causas citaremos la flexion del boton que puede ceder bajo el peso de la pieza y un defecto en la construccion del taladro cuyo cuchillo no pase por el eje. La escentricidad se manifiesta al momento en la parte de la boca y hace la oxidacion de la espiga del taladro sensible por medio de una escuadra inmovil que se aproxima á la boca y que abraza el plano y el cuchillo de la espiga.

Reflejando por medio de un espejo la luz solar ó la de una bugía en el alma de un cañon montado en el torno se percibe facilmente en el movimiento y en la forma de las aristas luminosas, si el taladro ha caminado en línea recta.

Despues de haber empleado el taladro se abre el diámetro del alma con unos rodillos. Estos instrumentos sujetos en un cilindro largo no se pueden desviar. No pudiéndose tornear el refuerzo por la parte esterior á causa de las asas y de los muñones se desbasta desde luego con un buril y en seguida con la lima haciendo desaparecer las impresiones

que esta deja por medio de golpes de martillo ejecutados con la destreza necesaria.

Con respecto á los muñones ó ejes del cañon, se emplean unos medios muy exactos para determinar la figura y las dimensiones, pero seria demasiado prolijo el describirlos en este momento y por otra parte pertenece mas bien su inspeccion á la mecánica.

La posicion de las asas se deduce de la de los ejes; cincelados estos se determinan las asas por medio de una herramienta á propósito semejante á la que ha servido para colocar las asas de cera sobre el modelo.

2740. La parte del óxido que atraviesa el bronce con el uso se quema y aumenta de tamaño. Para evitar este inconveniente se engasta en el cañon un pedazo de cobre aprovechando la propiedad conocida de este metal de aumentar de dureza y de tenacidad por el batido y el recocido. El cobre puro tirado en rieles y recocido se corta á lo largo, se prepara en la forja, se coloca sobre el torno al aire y allí se tornea, se taladra y filetea.

En seguida se coloca la pieza en dos sustentáculos sobre unas cárceles ó medias lunas de madera, de suerte que queden los ejes en posicion horizontal. Dos montantes que se hallan fijos en los sustentáculos, tienen un tornillo de hierro del mismo grueso que el oido del cañon: á este tornillo se le hace obrar por medio de un molinete; su tuerca es movible y de tal modo que puede tomar todas las inclinaciones posibles con la vertical. Despues de haber determinado el oido de la pieza, se inclina el tornillo de tal suerte que haga con la línea del oido un ángulo prescripto determinado por una falsa regla, y en seguida se practica un taladro en esta direccion.

A la estremidad del tornillo, se adapta una erramienta

sujeta por un rodillo. A continuacion de este, hay un cuchillo sesgado y despues otro lateral. Cuando se hace avanzar al tornillo, el cuchillo abre un agujero mientras el otro cuchillo lateral reproduce en la tuerca el paso del tornillo directriz; este tornillo sirve en seguida de llave para introducir el oido en su sitio. Los trabajos de M. Senarmont nos han suministrado estos detalles.

Con mucha razon se toman grandes precauciones para preparar el cobre que se destina á la fabricacion de los fuegos ú oidos de las piezas. Desde luego se procura obtener el cobre mas puro que se puede encontrar, y se le somete á una série de operaciones que hemos indicado anteriormente y que vamos á detallar en parte. Este cobre se funde en un horno de afinacion, se cubre el baño con carbon y se le comunica el viento como para la afinacion ordinaria, teniendo cuidado de elevar la temperatura hasta el mayor grado posible. Cuando la afinacion ha terminado, se cuela el metal en los moldes que están dispuestos para formar el riel bajo la influencia de un depósito igual á la mitad de su altura. La barra de cobre que se obtiene, se forja en un martinete pesado y alli se la da la forma de un prisma de ocho caras: durante la forja se la rocía sin cesar con agua fria.

En seguida se la hace sufrir otra segunda forja por medio de la cual se la da la forma cilíndrica. En vez del martillo se emplea muchas veces la hilera ó laminador acanalado para esta segunda operacion.

De esta manera se obtiene el cobre puro, denso, templado y batido que se necesita para la fabricacion de las piezas de que se forman los oidos de los cañones: las otras operaciones que esperimenta no tienen nada de particular.

2741. Cuando la fabricacion ha llegado á este punto, se

somete la pieza á las pruebas y verificaciones prescriptas por los reglamentos.

El primer exámen tiene por objeto la verificacion de las dimensiones y la investigacion de los defectos que provienen del amoldado. Para este efecto se emplean diversos instrumentos que seria imposible poder describir sin las figuras. Los defectos que se encuentran en las piezas son debidos á diversas causas y han recibido nombres particulares.

Se llaman *venteaduras* á las cabidades de superficie lisa producidas por los gases que no han encontrado salida. Estas son unas burbujas de gas que han quedado aprisionadas en la materia. Se encuentran principalmente debajo de las capas esteriores hácia el fin de la boca y alrededor de la guarnicion del cañon. En los morteros se encuentran estas venteaduras en el alma.

Los *trasporos* son tambien unas cabidades, pero la superficie es granugienta. Estas cabidades provienen de una aleacion mal hecha y de un amontonamiento de materia irregular ó interrupido. Se encuentra toda la masa del cañon y en las paredes del alma.

Las *picaduras* son unos trasporos muy pequeños que solo presentan un punto sin profundidad.

Las *betas* son debidas á las impurezas de la aleacion. La superficie esterior las ofrece muchas veces, y algunas se busca el medio de disfrazarlas cuando son profundas por medio de unas piezas que siempre son fáciles de reconocer. En efecto, vasta para esto tocar el sitio en que se sospecha con ácido nítrico para ponerlas en descubierto.

Las *manchas de estaño* se observan en todas las masas del bronce: son mas duras que la aleacion ordinaria, y están siempre formadas por la aleacion fusible que se separa en el

momento de la solidificacion del metal. Estas contienen ordinariamente de 18 á 25 por 100 de estaño.

Los *silbatos* son unos sulcos longitudinales.

Las *hondas* son debidas á los accidentes del taladrado, y resultan de los golpes irregulares producidos por el taladro.

2742. Terminada esta primera revista de una manera satisfactoria, se somete la pieza á prueba del tiro. Los cañones y los obuses hacen cinco disparos seguidos bajo un ángulo de cinco grados. Los morteros y los pedreros sufren dos disparos bajo el ángulo de treinta grados, y otros dos bajo el de 60. Despues se procede á la prueba del agua, este consiste en llenar la pieza de este líquido poniéndola boca arriba y tapando la luz. Se la registra con cuidado al cabo de veinte y cuatro horas para ver si ha salido líquido por alguna parte.

Despues de estas dos pruebas se somete la pieza al segundo exámen que tiene por objeto principal el reconocer los defectos ocasionados por la esplosion. Estos defectos son numerosos y han recibido igualmente unas denominaciones características.

El *regolfamiento* es una deformacion debida al desarrollo del gas de la pólvora. Este defecto se observa en toda la superficie.

Los desgastes y alteraciones de las bocas se advierten en estas y en los oidos.

Los *graneados* y *socavaciones* son unos vacíos debidos á la fusion de algunas partes ricas en estaño. El sitio de la bala es un regolfamiento debido al metal que se nota en la parte del cañon sobre que reposa la bala. Esto es debido á la inercia del proyectil y á la presion que ejerce sobre esta parte antes de ponerse en movimiento. Cuando se pronuncia

mucho este defecto, la bala recoda en la misma pieza y forma otros regolfamientos que toman el nombre de golpeos. El metal regolfado delante del sitio de la bala produce el rodete.

Los defectos de los proyectiles pueden producir arañazos que se marcan en la longitud y hácia la boca de la pieza.

2743. Concluida esta segunda inspeccion, se montan las piezas recibiéndolas sobre el torno y se repasan con cuidado para llevar el calibre á su dimension definitiva.

Despues de este trabajo se procede á la tercera y última observacion. Terminada esta, se traza la línea de mira, se corta el boton falso, se estampan las señales prescritas por las ordenanzas, y la pieza se admite definitivamente.

Los cañones en su empleo presentan accidentes análogos á los que se pretenden manifestar en las pruebas que acabamos de describir.

M. Gay-Lussac ha espuesto claramente los principios á que se refieren los diversos accidentes que sobrevienen á las piezas de artillería y que las pone fuera de servicio. Unos son relativos á la resistencia mecánica que debe oponerse al choque de la bala; otros á la accion química de los gases que resultan de la detonacion, y tal vez al sulfuro de potasio que forma el resíduo de la combustion de la polvora. Cuando la aleacion no tiene la suficiente tenacidad y dureza, las rasgaduras, golpeos y arañazos, las inutiliza bien pronto. Semejantes piezas no resisten nada mas que á unos quinientos disparos y perecen muchas veces á cincuenta ó antes.

Si la aleacion posee una tenacidad y una dureza convenientes, las piezas pueden resistir tres mil tiros y aun mas, y entonces perecen por las hojas debidas á la accion química.

Los gruesos calibres resisten menos que los pequeños, por la razon de haber esperimentado en el amoldado mas

contratiempos en las proporciones de su aleacion, por último, cuando la proporcion de estaño aumenta, los efectos mecánicos disminuyen, pero los químicos son de mayor importancia. Esta causa obliga á disminuir el estaño, tanto cuanto es posible sin perjudicar la dureza. Asi se considera la aleacion de 6 partes de estaño por 100 de cobre, como preferibles á la otra que se emplea en los calibres pequeños (2185).

Campanas.

2744. La fundicion de las campanas puede ejecutarse del mismo modo que la de los cañónes. Sin embargo, como la aleacion es mas fusible no hay necesidad de elevar tanto la temperatura. Ademas, el peso considerable que las campanas poseen muchas veces y las dificultades de trasportarlas que resultan de este, han hecho esta industria ambulante. Los hornos se establecen próximos al campanario, y no debiendo servir mas que una vez, se construyen con mucha ligereza.

Es evidente que el arte del fundidor de cañones está enteramente fundado sobre el de fundidor de campanas que le ha precedido y como se concibe facilmente los métodos habrán sin embargo, debido partir de principios enteramente opuestos.

En efecto, la fundicion de cañones se opera en unos establecimientos permanentes y solo produce piezas de un volúmen muy inferior al de las campanas gruesas. Sin embargo, se ha copiado desde luego todo, limitándose á construir los hornos mas durables, conservando los mismos métodos

de amoldado. Estos métodos que convienen muy bien para las campanas que varían de dimensiones y de peso á cada fundicion no convienen á los cañones cuyas dimensiones son determinadas y constantes. Asi los procedimientos que vamos á describir se apropian á la industria que los ha creado mientras que los que hemos espuesto anteriormente estan en oposicion con las ideas fundamentales que deben presidir á la fabricacion de los cañones. Es poco probable que la fundicion de las campanas se haya modificado hace mucho tiempo, y puede esperarse que la de los cañones esperimentará mejoras reales y prontas.

La aleacion de las campanas deberia estar formada de 68 de cobre por 22 de estaño, pero se aumenta el cargamento la proporcion de estaño para remediar los efectos de la oxidacion; siendo esta proporcion variable en el modo de conducir el fuego, conduce la aleacion á una ley que dista mucho de ser constante. Es muy raro que las campanas no contengan 80 por 100 de cobre. Tambien lo es que el estaño solo forme lo restante de la masa y que no contenga al mismo tiempo plomo ó zinc en cantidades muy notables. Estos dos metales provienen de una multitud de despojos de utensilios de casa, de laton y cobre estañado, y del cobre que tiene soldaduras que entran siempre en los metales de la aleacion.

La fundicion de las campanas no se podia comprender sino diésemos algunas definiciones relativas á las diversas partes de este instrumento.

El *cerebro* de una campana es la parte superior en que estan situadas las asas por la parte de afuera y el anillo del badajo por la de adentro; su longitud depende del diámetro de la campana; ordinariamente es igual á la mitad del diámetro inferior de esta; su espesor es igual al tercio del

grueso del borde; pero á fin de que las asas tengan mas solidez, se fortifica el cerebro por una capa de materia del mismo espesor que se llama *culata.*

El *vaso superior* es esta mitad de la campana que se eleva por encima de la curvatura; es necesario entender por esta última palabra el punto de la superficie esterior ó interior de una campana en que cesa de seguir con la misma convexidad; sobre estas curvaturas se reunen los arcos de los diferentes círculos cuya curvatura esterior está formada; curvatura que por esta razon no forma una línea homogénea y contínua. Las curvaturas tienen ordinariamente un cuerpo de espesor.

En seguida continúa la garganta que es el espacio comprendido desde las curvaturas hasta el borde de la campana. Este borde, que se llama *panza*, es la estremidad gruesa de la campana y sitio en que toca el badajo. El pie es la parte mas inferior en que termina la campana, y cuya parte va adelgazando.

El *borde*, que es la base de todas las medidas, se divide en tres partes iguales que se llaman cuerpos, y que sirven para dar las diferentes proporciones al perfil de una campana para trazar sobre él el molde.

2745. Para formar el molde de una campana es necesario construir desde luego el compás; este es un árbol de hierro cuyo pibote gira sobre un punto fijo que está en un tejuelo de hierro y en medio de un foso practicado delante del horno. Este foso debe tener mas profundidad que la altura de la campana. En el eje del compás se reunen dos brazos de hierro á la altura conveniente, y pueden recibir una plancha que hace las funciones de segundo brazo del compás. Sobre esta plancha se trazan tres líneas: la primera es la

curva de lo interior de la campana; la segunda la del esterior ó modelo, y la tercera la curva de la capa.

En el fondo del foso se edifica un mazizo circular de ladrillos en disposicion bien horizontal. Este macizo se llama *molde*; sobre este macizo se coloca una fila circular de ladrillos á dos milímetros (1,034 líneas) de la plancha que se ha tenido cuidado de cortar segun la línea de la curvatura interior de la campana y detallar en forma de bisel. Sobre esta primera fila de ladrillos, se coloca otra segunda, y asi sucesivamente hasta que esta fábrica hueca se haya elevado á la altura del cerebro de la campana. Entonces se cubre toda esta fábrica con un cimento compuesto de tierra arcillosa y de estiercol de caballo; haciendo girar la plancha, y separar el bisel todo el cimento escedente y comunica al hueso ó molde interior la forma conveniente.

En el interior de este hueso se colocan unos carbones bien encendidos para espulsar toda la humedad. Cuando está bien seco, se aplica otra capa de cimento y se la seca de nuevo; asi se continúa hasta que este centro está perfectamente concluido; por último, se le salpica con unas capas de cenizas bien tamizadas que se igualan con la plancha.

En seguida se desmonta esta del compás y se corta y avisela conforme á la curvatura que debe seguir para formar el modelo

Este modelo se compone de una mezcla de tierra y de pelote del cual se forman muchas piezas que se aplican sobre el molde interior y que se unen entre sí; por último se termina con muchas capas del mismo cimento que se iguala con el compás y se hace secar despues; la última capa es un barniz compuesto de sebo y cera fundida que se estiende con el compás por toda la superficie del modelo; ésta capa recibe

la impresion de los cordones ; letras y demas adornos; los cordones se imprimen por medio de una escotadura practicada en la plancha; las letras y demas por medio de un pincel mojado en la cera fundida que sirve para formarlas, y que el escultor graba en seguida.

Para ejecutar la *capa* ó *sobre todo*, se desmonta de nuevo la plancha y el compás y se le corta hasta la tercera línea de que hemos hablado. La primera capa del sobre todo, está compuesta de tierra bien tamizada mezclada con pelote muy fino. Se aplica con el pincel sobre todo el modelo y se la deja secar por sí misma; de esta manera se colocan sucesivamente muchas capas hasta que el espesor tenga cerca de 3 milímetros (1,551 líneas). La última capa está formada de un cimento mas grosero que se deja igualmente secar al aire libre, en seguida se enciende fuego en el molde y se va aumentando poco á poco hasta fundir las capas de cera que se cuelan por las aberturas que se han practicado de la parte abajo de la capa que en seguida se tapan con tierra. Estas capas están armadas con círculos de hierro guarnecidas por aros del mismo metal, que sirven para levantarlas cuando se quiere retirar el molde; para formar la parte del cerebro, queda abierta la superior del modelo; se termina desde luego este modelo con las materias de que ha sido construido, y se coloca el asa de hierro que debe sostener el badajo, el cerebro se entierra en la fábrica, de manera que la parte inferior pase dentro de la campana, y la superior quede envuelta por el metal.

En seguida se forma con la cera el cerebro, y la capa de refuerzo por medio de un compás hecho á propósito. Las asas se modelan tambien en cera, en seguida el puente que

se halla colocado en el centro del cerebro sobre el cual se reunen todas las asas.

Todas estas piezas se cubren con el pincel del mismo cimento que ha servido para empezar la primera capa, á la cual no debe adherir esta segunda; se la retira en seguida y se la recuece, y la cera al fundir deja un vacío que el metal debe llenar para formar el cerebro y las asas de la campana.

Hay que advertir que deben practicarse en las partes superiores de la capa muchos agujeros para la salida de los vientos.

La cera que se emplea para el modelo es una mezcla de 100 partes de cera amarilla, 10 de trementina comun, y 10 de pez grasa que se hace fundir reunida, evitando la ebullicion, que haciendo la materia espumosa impediria el que se amoldara con limpieza.

Para separar el modelo de la campana, se levanta la primera capa por medio de una cabria; se destruye el modelo y se vuelve á colocar la chapa en su sitio; tambien se coloca la de las asas que se ha reparado igualmente. Asi estas capas como la de la campana, con el punto que sostiene el molde que entonces se encuentra enteramente concluido, se enlodan perfectamente. Se recuece el cimento que ha servido para fundar estas piezas, teniendo cuidado de economizar el fuego á fin de evitar las aberturas. En seguida se llena el foso de tierra comprimiendo esta fuertemente alrededor del molde.

2746. El horno que se emplea para las campanas es el mismo que el que se emplea para la fundicion de los cañones. Se procura hacer entrar en el baño 3 partes de cobre

rojo y una parte de estaño. Se pone todo el cobre y los dos tercios de estaño, y cuando la aleacion está fundida y privada de las grasas, es decir poco tiempo antes de la colada, se añade lo restante del estaño.

El metal se conduce por un canal de tierra recocida á un depósito colocado sobre el molde, y este se llena inmediatamente. Se deja enfriar, se quiebra la capa, y se limpia la campana por dentro y por fuera.

La cantidad de metal que se pone en el horno supera en una décima parte al peso que se desea dar á la campana.

La proporcion de 3 partes de cobre sobre una de estaño no es tan exacta que no se pueda variar. Para las campanas gruesas es necesario mas cobre que para las pequeñas; pero no se han fijado las relaciones que deben conservar los materiales de la mezcla segun el tamaño y grueso de las campanas para que produzcan su sonido máximo.

El badajo es una masa de hierro que termina en su parte superior por un anillo en el cual pasa una tira fuerte de cuero de caballo. El arco que describe el centro de gravedad debe pasar por las panzas de la campana para tocarla con el mejor efecto. En cuanto á sus proporciones relativas, se adapta un badajo mas ligero para las campanas gruesas con respecto á la proporcion que se guarda para las pequeñas; asi el badajo de una campana de 250 kilógramas (545 libras) pesa cerca de 12 quilógramas (26,16 libras), y el de una campana de 500 kilógramas (1090 libras) pesa menos de 20 kilógramas (43,60 libras.)

2747. Las campanas que han quedado fuera de servicio pueden utilizarse para fundir otras nuevas; pero sucede con frecuencia que se pretende separar el cobre y el estaño para emplearlos en la fabricacion de diversas aleaciones.

Este problema se hubo de resolver en la época de la primera revolucion francesa, cuando se fundieron las campanas para la fabricacion de los cañones. La operacion que tiene por objeto la afinacion del metal de campanas, es exactamente la misma que la que se aplica para la afinacion del cobre negro ; pero aqui las dificultades son mayores por la gran cantidad de estaño que existe en la aleacion , y por la necesidad que hay de volver á reducir este estaño.

En el gran trabajo que ocasionó la refundicion de las campanas, no fueron las operaciones bien concebidas desde luego porque tuvieron por objeto principal la estraccion del cobre; pero por el concurso sucesivo de diversos químicos, se completó el trabajo poco á poco y al fin obtuvieron todo el partido posible de los productos.

El procedimiento primitivo debido á Fourcroy, está fundado en la propiedad que posee el estaño de ser mas fusible y mas oxidable que el cobre.

1.° Se toma cierta cantidad de metal de campanas y se le calcina en un horno de reverbero; se recoge el óxido que se produce despues de haberle pulverizado, se le mezcla con una cantidad doble del mismo metal que se hace fundir en un horno semejante al que se emplea para la calcinacion. Se remueve todo con mucho cuidado y en seguida se aumenta el fuego. Alcabo de algunas horas la aleacion se destruye y se obtiene por una parte cobre puro, y por otra un compuesto de óxido de cobre y de óxido de estaño, con cierta cantidad de tierras que provienen del horno. Este compuesto sobrenada en la superficie del baño de cobre y forma las *escorias*; estas se separan por medio de un urgon , se pulverizan y se estrae de ellas por medio de lavaduras los fragmentos de cobre que contienen. Asi que se han separado las

escorias se cuela el baño de cobre, este contiene todavia una centésima parte de estaño.

2.° Las escorias obtenidas se calientan fuertemente en un horno de reverbero con una octava parte de su peso de carbon; este reduce los óxidos de cobre y de estaño, y suministra una aleacion compuesta de cerca de 60 partes de cobre y 40 de estaño, y nuevas escorias que contienen mucho mas estaño que las precedentes. Se las reduce á su vez en un horno de manga y la nueva aleacion que resulta contiene cerca de 28 de cobre y 72 de estaño.

3.° La primera aleacion que se obtiene de las escorias tratadas por el carbon, se calcina en un horno de reverbero; pero no se debe agitar la masa. La superficie del baño se cubre de una capa de óxido que se forma poco á poco y que tiene de 5 á 6 milímetros (2,585 á 3,102 líneas) de espesor; la operacion se continua hasta que el metal que queda en el horno haya adquirido la ley del metal de campana, lo cual se reconoce fácilmente por el color pardo negruzco que presentan las capas de óxido cuando el metal ha llegado á este punto; en tanto que se conservan blancos solo contienen óxido de estaño, pero cuando se empieza á formar el óxido de cobre adquiere un color gris. Luego que la aleacion ha llegado á la ley que se desea, se la trata como al mismo metal de campana.

4.° La segunda aleacion que proviene de la calcinacion de las escorias ricas en el horno de manga, se las somete al mismo tratamiento que á los precedentes hasta que hayan adquirido al poco mas ó menos esta ley. No se forma desde luego sino óxido de estaño puro ó casi puro; se separa este óxido, se continúa la calcinacion hasta que el óxido formado adquiera un color gris y despues pardo, lo que indica la pro-

duccion del óxido de cobre. El metal restante es todavia metal de campana que se trata como el anterior.

5.° El óxido de estaño producido en estas diversas operaciones se mezcla con la décima parte de su peso de carbon; se aglutina la mezcla con el agua y se la trata en un horno de manga; el óxido de estaño se reduce y queda el estaño casi puro. Si contenia demasiado cobre, despues de haberle fundido en una caldera de fundicion, se dejará enfriar hasta que el baño sea incapaz de carbonizar el papel. El cobre aleado con cierta cantidad de estaño, se reunirá en masa pastosa hácia el fondo de la caldera, y el baño que sobrenada, solo estará compuesto de estaño que se sacará por capas y se ámoldará.

La primera parte del procedimiento que acabamos de describir es debida á Fourcroy, y la segunda del tratamiento de las escorias; á los señores Amfrye y Lecour que fueron los primeros que tuvieron buen resultado en la estraccion del estaño y el cobre, de las escorias obtenidas en el tratamiento del metal de campana esplotado enteramente por el tratamiento de Fourcroy, y que habia suministrado tan gran cantidad de escorias que se habian servido de ellas para componer los caminos.

M. Breant volvió á repetir el tratamiento de las escorias y empleó un tratamiento mas corto y mas racional. Mezcló las escorias con una proporcion mayor de carbon, tal que pudiera reducir todos los metales. Por otra parte, facilitó la reduccion por la adiccion de las materias básicas propias para dejar los óxidos en libertad. Ciertas escorias de los tratamientos anteriores, las de vidrio de botella de carbonato de cal fueron empleadas para este efecto.

El metal obtenido fué sometido á una licuacion muy

económica, colocando los salmones sobre el suelo, inclinado de un horno de reverbero. Por este medio las primeras porciones de metal que cuelan, consisten generalmente en una aleacion de plomo y de estaño. En seguida se obtiene el estaño puro, y por último una aleacion de estaño y de cobre La parte infusible de la aleacion consiste en una masa esponjosa y cristalina que contiene mucho cobre y poco estaño. Esta masa se trata á su vez como el cobre negro por los métodos ordinarios de afinacion. El estaño plomoso y cobrizo pueden introducirse inmediatamente en el comercio; el primero para el trabajo de los fabricantes de vasos de estaño, y el segundo para la fabricacion del bronce.

Combinando los procedimientos de Fourcroy y de M. Breant, se obtendrán en semejante caso unos resultados prontos y ventajosos.

Fundicion en arena. Medallas y Monedas.

2748. Para los objetos pequeños se funde el bronce en un crisol y se cuela en moldes de arena. Estos moldes se hacen siempre en las fábricas de fundicion de París por medio de la arena arcillosa de Fontenay de las rosas. Esta arena es amarilla, pero bien pronto adquiere un color negro á causa de la mezcla contínua de carbon en polvo que se emplea para salpicar los moldes.

Se aprieta la arena por medio de un rodillo, se la humedece ligeramente y se procede al amoldado. Este se ejecuta por medio de dos cajas que se fijan en tres puntos. La caja inferior se llena de arena batida que se cubre de carbon en polvo para impedir la adherencia del modelo. Este que es de madera ó de metal se introduce en la arena hasta la mitad

de su grueso y en seguida se pone la segunda caja. La parte del modelo que ha quedado descubierto se espolvorea con un poco de carbon quitando el esceso por medio de un soplo. En fin la segunda caja se llena con arena bien apretada por medio de un palo á propósito.

Se tiene cuidado de colocar al mismo tiempo y de la misma manera que el modelo unas espiguitas de laton que tocan por un lado en el modelo y por el otro en la estremidad de la caja. Una de ellas sirve para formar un tubo por el cual se cuela el metal, las otras sirven para dar salida á los gases ó vapores, estos son los *respiraderos*. El polvo de carbon se puede reemplazar por diversos polvos que llenan el mismo objeto. Concluido el amoldado se levanta la caja superior y los modelos como tambien las espigas que han de formar el tubo y respiraderos; se repasan los defectos del molde y se establece una libre comunicacion entre las diversas partes de las piezas. Por último se hace secar el molde al fuego.

Como ejemplo de esta clase de amoldado indicaremos aqui lo concerniente á la fabricacion de las medallas de bronce siguiendo el trabajo de M. Púy Maurin, hijo.

2749. Todo el mundo sabe qué las medallas de bronce fabricadas por los antiguos han resistido á las impresiones del tiempo; su dureza y la dificultad de oxidarse han sido las causas que han obligado largo tiempo á reemplazar el bronce por el cobre rojo en esta importante fabricacion.

El bronce se puede emplear en el dia con la mayor perfeccion en todos los objetos numismáticos y monetarios. No solamente se han fabricado con esta aleacion muchas medallas sino que tambien se ha hecho uso de él para la moneda baja que se halla puesta en circulacion en las colonias.

Pocos años hace que la cuestion de las monedas en bronce se ha reproducido sériamente. M. Mongez se ha ocupado con cuidado de este objeto, y ha indicado los procedimientos que le han parecido mas convenientes segun el axámen de las medallas antiguas. Este observador ha propuesto dos métodos. En el primero la fabricacion de monedas se hace en caliente; pero este procedimiento presenta tales dificultades que no se le ha podido hacer adoptar de un modo espedito. En el segundo método que M. Geufroy despues de M. Chandet, y últimamente M. Púy-Maurin hijo, han adoptado se fabrica la moneda de bronce en frio, preparando el relieve por un amoldado anticipado. Este procedimiento que ha tenido un éxito escelente ha sido descrito con cuidado por M. Púy-Maurin que ha sacado partido de todos los recursos del arte para llevarle á una perfeccion que en la actualidad deja poco que desear.

2750. El procedimiento que se emplea para amoldar las medallas es semejante al que se usa en el arte del fundidor. La arena que se emplea es la misma y las cajas de la misma forma: debe dárseles una dimension mediana y un espesor tan pequeño cuanto sea lo suficiente para que la arena pueda tomar tenacidad; es necesario evitar el que se amontone demasiado. Tambien es conveniente que la de las capas esteriores sea de un grano mas grosero, para facilitar el desprendimiento de los gases y los vapores. Todos los polvos se pueden emplear igualmente. Se puede hacer uso de los huesos calcinados del polvo ordinario de carbon de los fundidores y de la mezcla de este último con la pizarra pulverizada. Sin embargo, debe preferirse el primero porque siendo enteramente soluble en el ácido hidro-clórico se limpian las medallas con una facilidad estremada.

En la fabricacion de las medallas no se pueden reparar los menores defectos de fundicion; el fundidor debe conocer y compensar la contraccion de cada pieza. La naturaleza de su aleacion debe ser tal, que independientemente de las propiedades que aseguran su dureza pueda colar con bastante facilidad para tomar bien las impresiones; debe poseer bastante maleabilidad para que la fabricacion no altere las formas, y bastante dureza para ofrecer una resistencia conveniente al frotamiento. Una gran práctica aclarada por la teoría y las numerosas observaciones son las únicas que pueden dirigirnos sobre este particular.

El conducto por donde se practica el tiro del metal fundido se forma ordinariamente con una herramienta cortante y de figura á proposito; pero como entonces las arenas son escabrosas en toda su superficie y su adherencia disminuye, la materia arrastra consigo una pequeña parte de estas arenas; es por lo tanto mas conveniente el sacrificar la primera caja y formar un modelo de conducto. Para obtenerle se prepara con cuidado el tiro de la priméra caja y se cuela una aleacion de plomo y de antimonio. Por este medio se obtiene un modelo bastante duro para resistir al amoldado adaptándose perfectamente á las medallas.

En cada molde se practica un respiradero colocando un alambre de hierro ó de plomo entre las dos cajas; cuando el molde está formado se quita este alambre. El agujero del tiro debe ser proporcionado á la capacidad de los moldes; su grueso no influye en nada sobre la presion que ejerce el metal fluido; esta presion solo tiene lugar con respecto á la longitud ó á la altura de este agujero. Es importante el no aproximarle demasiado á las medallas, y el dar á los diferentes conductos una forma mas bien ancha que gruesa. Es-

tos conductos que parten desde el agujero del tiro, y que comunican con las medallas pueden estar dispuestos de dos maneras, ya sea en la parte inferior en forma de sifon, ya en la parte superior de las piezas. El bronce introducido por la parte inferior al tomar su nivel asciende á toda las partes del molde, deja á los gases la salida mas facil, tiene menos contacto con ellos y no puede en ningun caso desordenar las arenas. Esta disposicion de los conductos deberia adoptarse para la fundicion de las medallas si el bronce colado en estos moldes al grado de la temperatura conveniente ofreciera unos resultados satisfactorios; pero el metal resfriado por el espacio que se ve obligado á recorrer no asciende bien sino cuando se le cuela á una temperatura muy elevada; circunstancias que hacen las mas veces á las medallas porosas y *picadas*. Pudiendo hacerse la introduccion del bronce por la parte superior á una temperatura mucho mas baja no presenta estos inconvenientes; esta ventaja compensa los que la disposicion precedente parece ofrecer.

2751. Sea cualquiera la perfeccion del amoldado, la medalla obtenida no será jamás perfectamente idéntica á la que ha servido para hacer el molde. Cuando se vierte el metal hay un grado de calor considerable; el metal se encuentra en su máximun de dilatacion en el momento de fijarse y tomar la impresion; pero á medida que se enfria esperimenta una contraccion que se hace bien perceptible cuando se colocan estas medallas sobre el modelo. La presion del volante la hace todavía resaltar mejor, y por esto todas las medallas ofrecen un contorno doble del molde y de los modelos. El efecto de la contraccion se debe, pues, compensar. Esto se consigue aplicando sobre los modelos un cuerpo estraño. M. Fenffroy que ha ensayado el primero el modo de compen-

sar esta contraccion, se ha servido con buen éxito de una hoja de plomo laminado que ha hecho adherir al modelo por medio del frotamiento. Este procedimiento demasiado complicado para los obreros ha sido reemplazado con ventaja por el estañado de los modelos, y esta perfeccion es debida á M. de Púy-Maurin. La capa de estaño aunque muy delgada es suficiente para compensar la contraccion; las masas se encuentran perfectamente dispuestas y los contornos bastante dulces para no conservar la forma del molde despues de la presion, y bastante marcados para que el monedero encuentre facilidad en la conclusion de las medallas. No solamente tiene por objeto este estañado el compensar la contraccion, sino tambien para hacer desaparecer los pequeños detalles. El amoldado solo está destinado á producir una impresion grosera en las medallas; no debe marcarse vivamente ningun contorno; los detalles deben confundirse ofreciendo al ojo la masa amoldada, un pieza imperfecta que despues se perfecciona por las operaciones subsiguientes. Las medallas no tienen tampoco otros concursos que los que las imprime el volante.

2752. La fundicion se opera en un crisol y en pequeñas cantidades. Se pueden emplear dos clases de hornos, los de corriente de aire y los de fuelle; sin embargo, este último es mas preferible porque el golpe de fuego es mas vivo y la fusion se verifica en un tiempo mucho mas corto; una fundicion de 8 á 10 libras de materia solo debe durar 12 á 15 minutos.

El bronce debe introducirse en los moldes á una temperatura mediana que la práctica enseña á distinguir; la fundicion demasiado fria es pastosa, corre mal, y no toma las impresiones de los moldes sino de un modo muy imperfecto.

Si está demasiado caliente obra con fuerza sobre la humedad de las arenas, y verifica un desprendimiento repentino de gases ó vapores que no hallando salida ocasionan en el bronce muchos vientos ó ampollas.

Hé aqui los principales caracteres por los cuales puede juzgarse el estado de la fundicion; el baño de la temperatura conveniente es de un color blanco mate: una capa de óxido cubre su superficie, y esta se presenta bastante unida. Cuando se presentan algunas separaciones de esta tela en varios puntos dejan percibir el metal que es de un blanco bastante brillante. A un grado de calor demasiado bajo se presenta la capa de óxido escabrosa y sin lustre; á una temperatura demasiado elevada el óxido entra en fusion y el baño presenta un blanco brillante.

Asi que el bronce se introduce en los moldes es necesario abrirlos para retirar las medallas é introducirlas en el agua; este temple aumenta su maleabilidad y evita un primer recocido; en este estado adquiere facilmente la estampacion por la accion del volante.

2753. El monedero debe poner mucho cuidado al colocar entre los moldes las piezas que solo estan espresadas desde luego de un modo imperfecto. Pero desde la primer presion los troqueles toman su asiento, y la conclusion no ofrece ninguna dificultad. Esta primer presion debe concluir al poco mas ó menos la medalla; las siguientes solo se dan para hacer desaparecer los pequeños defectos que pudieran existir todavia. Las medallas no reciben en general sino de dos á cuatro presiones. Componiéndose cada presion de muchos golpes de volante es seguida de un recocido que destruye el batido del bronce y el temple que le reblandece.

A esta época se someten las medallas á la última opera-

cion; esta es el bronceado que consiste en reemplazar su brillo metálico por una capa de óxido esparcido con uniformidad sobre su superficie.

El bronceado de las medallas está destinado á comunicarlas inmediatamente el aspecto particular que adquieren con el tiempo y que se conoce bajo el nombre de *patina antigua*; el arte no ha llegado todavía á imitar bien este aspecto; pero sin embargo sus procedimientos no dejan de tener analogía con los que sigue la naturaleza. Las medallas antiguas estan cubiertas de una capa mas ó menos espesa de protóxido de cobre. Este se produce tambien en el bronceado artificial, haciendo hervir las medallas en una mezcla de hidro-clorato de amoniaco y de acetato de cobre. La superficie de las medallas se oxida, y la intensidad del color es proporcional á la capa de protóxido de cobre que se produce durante la operacion. Los bronces demasiado cargados de estaño toman mal la patina; pero no sucede lo mismo cuando el zinc entra en la aleacion y se flota la pieza con arena cargada de una sal cobriza. Entonces se deposita una capa delgada de cobre en la superficie de la pieza, y el bronceado se efectúa mucho mejor.

2754. El bronce propio para la fabricacion de las medallas puede variar en unos límites muy bastos. Para 100 de cobre pueden hacerse entrar desde 4 hasta 17 partes de estaño sin que esto sea incómodo para el trabajo; sin embargo, se ha observado que tendrá mejor éxito con 7 ú 11 partes de estaño: 2 ó 3 centéximas partes de estaño pueden reemplazarse por una cantidad igual de zinc. La aleacion cuaternaria de los Keller y la aleacion ferruginosa de M. Dussanssoy ofrece los mismos resultados.

CAPITULO XVII.

FABRICACION DEL BRONCE DORADO.

MEMORIA *sobre el acto de dorar el bronce*, por M. D'Arcet; París 1818.

2755. Para completar los dos capítulos que preceden falta examinar los procedimientos que se pratican para el dorado del bronce. Ya hemos manifestado (2179) la composicion de la aleacion mas á propósito para este objeto, y se ha observado que lejos de ser un verdadero bronce como espresa su nombre, es por el contrario, un laton propiamente dicho, ó al menos una aleacion cuaternaria que contiene á la vez cobre, estaño, zinc y plomo.

Esta aleacion se dora por medio de una amalgama de oro que se aplica á su superficie, y de la cual se espulsa en seguida el mercurio por la accion del fuego. Para hacer mas facil la adherencia de la amalgama de oro, se empieza por amalgamar la superficie cobriza por medio de una disolucion de nitrato de mercurio que se estiende con cuidado sobre ella. El mercurio precipitado por los metales que hacen parte del bronce, se combina inmediatamente con ellos y forma una capa delgada y uniforme de amalgama que sirve para facilitar la aplicacion de la amalgama de oro.

La teoría de este procedimiento no presenta ninguna dificultad, pero los detalles de su ejecucion presentan algunas particularidades dignas de atencion.

Se concibe muy bien, por ejemplo, que los obreros obligados sin cesar á manejar las disoluciones mercuriales y á respirar sus vapores estan espuestos á todos los accidentes graves que causa en la circulacion la absorcion de este metal. Un

premio propuesto por un antiguo fabricante de bronces dorados (M. Ravrio) y ganado por M. D'Arcet produjo en este hábil químico la ocasion de escribir un tratado completo sobre el arte del dorador en bronce. Se trataba de salubrificar las operaciones de este arte y M. D'Arcet llenó este objeto de la manera mas satisfactoria.

Es necesario obtener unos obreros que eviten el contacto de las disoluciones mercuriales y ademas ponerlos al abrigo de los vapores mercuriales ó nitrosos que se ven obligados á respirar. El primer punto no se puede resolver de una manera absoluta, y permanece confiado á la humanidad de los gefes de las fábricas. No sucede lo mismo con el segundo que se obtiene por los escelentes medios de ventilacion puestos en práctica por M. D'Arcet. Unas chimeneas bien dispuestas arrastran todos los vapores y sostienen alrededor de los obreros un aire puro y durante todo el tiempo de su trabajo.

Nos separariamos demasiado de nuestro objeto si nos detuviesemos á describir estos aparatos; bástanos indicarlos, limitándolos aqui al exámen de los procedimientos, considerados bajo su relacion química.

2756. La amalgama de oro se prepara con el oro puro reducido á láminas muy delgadas. Se pone en un pequeño crisol sobre un fuego de carbon de leña; se hace enrojecer enteramente el crisol, se vierte en él la cantidad de mercurio necesaria y se agita la mezcla con una barita de hierro encorvada dejando el crisol sobre el fuego algunos minutos, despues se le separa cuando se advierte que la combinacion se ha terminado, entonces se vierte la amalgama en el agua, se la lava con cuidado y se la esprime contra las paredes del vaso en que se ha lavado; todo el mercurio que se halla libre se separa por este medio.

La amalgama que queda sobre los bordes inclinados de este vaso es pastosa hasta el punto de conservar la impresion de los dedos. Se emplean ordinariamente para hacer la amalgama ocho partes de mercurio y una de oro, de suerte que es una amalgama con esceso de mercurio la que se produce, pues que se sabe que la amalgama comprimida entre una gamuza abandona fácilmente bastante cantidad de mercurio para no contener mas que

Mercurio....	33
Oro..........	67
	100

M. D'Arcet, ha analizado la amalgama de diferentes doradores, y ha encontrado que se hallaba compuesta en general de

Oro.........	9 á 11
Mercurio..	91 á 98

Bien se concibe que las proporciones deben variar segun el dorado que se quiere aplicar sobre el cobre; cuanto mas predomina el mercurio en la amalgama, tanto mas delgada es la capa de oro que se produce sobre la pieza.

El mercurio que se separa de la amalgama al esprimir esta con los dedos en el vaso que se ha lavado, contiene mucho oro en disolucion; esta es una amalgama con un gran esceso de mercurio, y se aplica bien sea para hacer otra amalgama nueva, bien para cubrir las piezas de cobre que solo necesitan un dorado muy ligero.

Aunque la preparacion de la amalgama se hace fácilmen-

te á una baja temperatura, no por eso es menos peligrosa para la salud de los obreros. Puede evitarse el que esparza por el taller sus vapores mercuriales haciéndola sobre la campana de la forja, y en un sitio en que la corriente de aire sea muy rápida.

2757. La amalgama de oro se aplica sobre el bronce, bien sea por medio del ácido nítrico puro, bien por este mismo ácido, conteniendo en disolucion un poco de mercurio, en cuyo caso se opera de la manera siguiente:

Se toma una pequeña redoma que pueda contener cuando está llena 120 gramas (2464,80 granos) de ácido nítrico á 36°; se introducen 110 gramas (2204,40 granos) de este ácido y se marca por la parte de afuera en el cuello de la redoma la altura á que se eleva el ácido haciendo una señalita con una lima ó con un diamante.

Se toma una botella de cuello largo que pueda contener de 12 á 14 cuartillos, se ponen en ella 11 libras de agua, y se señala igualmente la altura á que asciende este líquido.

Estas dos botellas señaladas de esta manera simplifican la preparacion de la disolucion mercurial que se hace entonces del modo siguiente: se pesan 2004 granos de mercurio, se introducen en la botella grande que debe estar bien lavada y seca; la redoma se llena de ácido nítrico pu ro á 36° hasta la señal que se ha marcado en su cuello, y se vierte en la botella que contiene el mercurio. Se vuelve boca abajo la redoma, y su cuello se introduce en el de la botella grande, se deja de esta manera reemplazando al tapon para que escurra bien. Cubierta de este modo la botella grande, se conduce bajo de la campana de la chimenea de la forja. El mercurio se disuelve prontamente sin el auxilio del calor. Cuando la disolucion ha terminado, se levanta la redoma y

se lava muchas veces con agua destilada que se vierte en la botella grande.

Se concluye de llenar esta última con agua destilada hasta que ocupe la señal de que hemos hablado; se la tapa y se agita en todos sentidos para que se verifique la mezcla.

Cuando se hace uso de este licor para aplicar la amalgama sobre el bronce contiene un esceso de ácido bastante grande para obrar sobre el cobre limpiándole bien, y para ayudar á este metal á descomponer la disolucion mercurial; pero este esceso de ácido no es bastante para originar los vapores rutilantes y delectéreos que respiran los obreros que emplean el ácido nítrico puro para aplicar la amalgama sobre el bronce.

Esta preparacion solo marca tres grados en el arcómetro de Beaume (1020 peso específico), y no conteniendo por otra parte en disolucion sino una sal con un pequeño esceso de ácido, no ataca á las manos ni desorganiza la piel, lo que sucede siempre cuando los doradores emplean el agua fuerte pura.

Esta disolucion mercurial no se puede emplear sino para dorar el bronce de primeras, porque para dorar el que ya ha recibido una capa de oro, es necesario fortificarla añadiéndola algunas gotas de ácido nítrico puro.

2758. La pieza del bronce que se quiere dorar, debe recocerse luego que sale de las manos del tornero y del cincelador que ha concluido el dibujo ó el grabado; el dorador recuece la pieza colocándola sobre unos carbones de leña encendidos, y rodeándola de carbon y sobre todo de torta de huesos de aceituna que produce un fuego mas igual y menos activo. Es necesario tener cuidado que las partes delgadas de la pieza no se calienten mas que las gruesas. Cuando la

pieza ha adquirido el grado rojo cereza, separa el obrero el combustible que la rodea, toma la pieza con precaucion y la pone á enfriar lentamente al aire.

Los doradores imaginan que el recocido solo tienen por objeto limpiar y desengrasar la pieza y el de hacer mas facil la aplicacion de la amalgama á la superficie. Atribuyen á esta limpieza perfecta el hermoso color que toma el dorado. Como durante el recocido, se quema una parte del zinc contenida en la aleacion superficial de la pieza; M. D'Arcet ímagina con razon que la superficie de esta pasa mas ó menos bien al estado de cobre rojo, toma mejor el dorado y le comunica un hermoso color. No habiendo cambiado de proporciones la aleacion en la superficie de la pieza, esta conserva la ventaja que le da su densidad, y no penetra en ella la amalgama de oro como sucederia en una pieza de cobre puro.

2759. Cuando se ha hecho recocer la pieza de bronce, es necesario separar de la superficie la capa de óxido que se ha formado. Para producir este efecto se emplean diferentes procedimientos.

Se moja la pieza en una cuba de ácido sulfúrico ó de ácido nítrico muy dilatado en agua á que se da el nombre de agua segunda; se la deja bastante tiempo para que la capa de óxido se disuelva bien ó al menos se diluya, y se frota con una brocha áspera. Cuando la pieza está bien limpia, se la lava y se la deja secar. Su superficie se presenta irisada. Entonces se la moja en ácido nítrico á 36° del areómetro de Beaumé (1333 peso específico), y se la frota con un pincel de pelo largo sobre un barreño. Esta operacion deja al metal á descubierto, pero para darle todo el brillo metálico, se pasa la pieza ó un baño de ácido nítrico á 36°, al cual

se añade un poco de hollin ordinario y de sal marina.

El ácido sulfúrico no se emplea en todos los talleres para empezar el dorado. Ya hemos dicho que para producir este efecto se emplea tambien el ácido nítrico dilatado. Algunos obreros emplean este mismo ácido mas concentrado; entonces cubren la pieza recocida con un pincel de pelo largo, rodeándola continuamente de líquido paseando el pincel por todas partes, y frotando asi la pieza se presente bien descubierto. La pieza se lava en seguida y pasa la mezcla de ácido nítrico á 36° de hollin y de sal. En todos casos cuando la pieza está bien limpia, se la lava con cuidado en una gran cantidad de agua y se la introduce entre corteza de pino molida, salvado, ó serrin de madera, para secarla completamente y para evitar de este modo la oxidacion que determinaria la humedad de su superficie.

Cuando la pieza ha sufrido esta operacion debe hallarse perfectamente limpia y desprendida del óxido; el metal queda por todas partes descubierto y presenta una hermosa tinta de un color amarillo pálido. Su superficie parece granugienta y muy poco pulimentada; si está demasiado unida, el oro no adherirá á ella fácilmente, y si está demasiado áspera empleará mucho oro y saldrá mucho mas caro el dorado. El ácido sulfúrico tiene la ventaja de no producir vapores perjudiciales á la salud de los obreros; no tiene peligro de deteriorar las piezas que se hayan quedado introducidas en él por olvido, aun cuando hayan estado mucho tiempo en el baño de agua acidulada. El emplo del ácido nítrico débil tiene estos inconvenientes, pero la separacion del óxido se hace con mayor rapidez. Lo mismo sucede con el ácido nítrico concentrado y puesto sobre la pieza del bronce por medio de un pincel. Estando formado por la calcinacion el óxido que

cubre la pieza que se ha de limpiar, es muy difícil disolverle por medio de un ácido; pero atacando la capa de metal que está debajo, se separa el óxido y cae en forma de polvo. El ácido sulfúrico por sí solo no puede producir este efecto. Solo puede obrar en el zinc contenido en la aleacion, y aun en este caso es muy débil su accion. El emplo del ácido nítrico presenta mas ventajas porque puede disolver al cobre, al zinc y al plomo; pero como forma con el estaño ácido estánico insoluble, este ensucia la superficie de la pieza que no se puede ya limpiar como hemos visto anteriormente, sino introduciéndola en un baño compuesto de ácido nítrico concentrado, al cual se añade sal marina y hollin. Se advierte que el empleo de este último baño tiene por objeto principal la disolucion del óxido de estaño que ha quedado en la superficie de la pieza, y que no produce este efecto sino por medio del agua régia que se forma por la mezcla del ácido nítrico con la sal marina que se añade y el hidro-clorato de amoniaco que contiene el hollin.

2760. Cuando el bronce está bien limpio y se le quiere aplicar la amalgama de oro, se pone esta amalgama en un plato terroso sin cubierta y de un grano grosero; se moja un pincel hecho con alambre de laton en el ácido nítrico puro dilatado en agua, ó en la disolucion nítrica de mercurio de que ya hemos hablado anteriormente, y se apoya el pincel sobre la amalgama, tomando una cantidad conveniente de esta y estendiéndola con cuidado sobre la pieza que se trata de dorar; si es necesario se moja de nuevo el pincel en el ácido nítrico, en la disolucion mineral ó en la amalgama, y asi se cubre toda la superficie del bronce de una capa igual de amalgama.

Asi que la operacion ha terminado, se lava bien la pieza,

se la seca y conduce al fuego para volatilizar el mercurio. Cuando no basta esta primera capa de dorado, se lava de nuevo la pieza y se vuelve á empezar la operacion; pero entonces es necesario añadir un poco de ácido nítrico puro á la disolucion mercurial. Se continúa la operacion como se ha dicho, y se retira la pieza con el mismo cuidado dos, tres y cuatro veces, segun la cantidad de oro que se desea aplicar sobre el bronce. Cuando la pieza está bien cubierta de amalgama, la coloca el dorador sobre unos carbones encendidos; el grado de calor lo arregla en razon al volúmen ó al grueso de la pieza. Luego la da vueltas, la calienta poco á poco hasta el punto conveniente, la retira del fuego, la toma por medio de unas tenazas largas, la pone en la mano derecha, en la que tiene un guante grueso de piel, la frota en todos sentidos y la sacude ligeramente con un cepillo de pelo largo; de esta suerte reparte con igualdad la capa de amalgama por toda la superficie.

Asi se continúa hasta haber volatilizado todo el mercurio, lo cual se reconoce por el ruido que produce una gota de agua al evaporarse cuando se echa sobre la pieza. El obrero tiene la precaucion de no volatilizar el mercurio sino con mucha lentitud. Por este medio se evita el menoscabo que esperimentaria si se diera demasiada fluidez á la amalgama en la superficie de la pieza, porque entonces se levantaria con el cepillo. Del mismo modo podria separarse con decrepitacion comunicando á la pieza una temperatura demasiado elevada. El dorador examina bien la pieza que ha pasado al fuego y repara en las desigualdades y en los defectos del dorado, cargándolas de nuevo con la amalgama necesaria hasta dejar perfectamente cubierta de oro la superficie. Cuando la pieza ha llegado á este estado, se la lava y

frota con cuidado por medio de un pincel de laton cargado de agua acidulada con vinagre. Se lava la pieza y se la seca á un fuego lento.

2761. Si la pieza debe tener unas partes bruñidas y otras mates, se cubren las primeras con una mezcla de creta, azúcar terciada y goma diluida en agua. A esta operacion llaman los franceses *epargné*; se hace secar la pieza y se la da un grado de calor suficiente para espulsar el poco mercurio que pudiera conservar todavia; este grado se indica por el color que toma la pieza, y por la tinta negruzca que comunica la azúcar y la goma que empiezan á carbonizarse. El obrero retira la pieza del fuego, la deja enfriar un poco y en seguida la pasa al *mate* por un procedimiento que se describirá mas adelante. Si la pieza se debe bruñir enteramente, no se la cubre de la mezcla antedicha, se la calienta y se la introduce cuando todavia se halla un poco caliente en el agua acidulada por el ácido sulfúrico. El dorador la lava en seguida la enjuga y la bruñe.

El bruñido se obtiene frotando la pieza con unos bruñidores de hematita ó de piedra sanguínea. El obrero moja su bruñidor en el agua acidulada con vinagre, y frota la pieza en direcciones opuestas hasta que presenta un buen pulido con todo el brillo metálico. Luego que está bien bruñida, la lava en agua fria, la enjuga en un lienzo fino y termina la operacion, secándola lentamente sobre una regilla colocada sobre una estufa pequeña y llena de carbones encendidos.

2762. El mate se da cubriendo la pieza con una mezcla de sal marina, de nitro y de alumbre, licuados en el agua de cristalizacion que contiene esta última sal; en seguida se la pasa al fuego y se la calienta hasta que la capa salina que la cubre se haga homogénea, casi trasparente y

entra en verdadera fusion. Entonces se retira la pieza del fuego y se la introduce repentinamente en el agua fria que separa la capa salina y la de creta, azúcar y goma de que se ha hecho uso para la operacion de antes dicha. A este tiempo se pasa la pieza al ácido nítrico muy débil, se lava en una gran cantidad de agua y se la hace secar, esponiéndola al aire en un aparato á propósito ó bien enjugándola ligeramente con dos paños finos, limpios y secos.

La mezcla salina que sirve para dar el mate, se compone ordinariamente de

Nitrato de potasa.....	40
Alumbre.	25
Sal marina...........	35
	100

Su accion es la misma que la del cloro ó que la de un agua régia muy débil. Esta mezcla contiene cuatro sales: el sulfato de potasa, el sulfato de alumina, el nitro y la sal marina. El primero no obra de ninguna manera; el segundo se descompone obrando sobre los otros dos, y asi resulta una mezcla formada de sulfato de potasa, sulfato de sosa, nitrato de alumina, y cloruro de aluminio. Estos dos últimos cuerpos se destruyen recíprocamente por la elevacion de temperatura, y producen alumina, cloro y ácido nitroso. El cloro es el que obra. La mezcla debe pues contener

1	átomo nitro....................	21,4
1	átomo sal marina................	12,2
2/3	átomo de alumbre de potasa..	66,3
		100,0

Proporciones bien diferentes de las que preceden, y probablemente preferibles si el mate se obtiene por el simple efecto á que se atribuye.

2763. Cuando se quiere poner una pieza de bronce dorado del aspecto del oro molido se la frota con el pincel de laton un poco menos que lo acostumbrado, se la calienta á una temperatura mas elevada que la necesaria para dar el mate y se la deja enfriar un poco. El color de oro molido se diluye en vinagre: este color es una mezcla de sanguina, de alumbre y de sal marina. Esta composicion se toma con un pincel, se cubre la pieza de bronce dorado, teniendo la precaucion de preservar las partes bruñidas; la pieza se pone sobre carbones encendidos, se activa un poco el fuego por medio de un fuelle y se le deja calentar hasta que el color se empieza á ennegrecer. La pieza debe estar bastante caliente, para que echando gotas de agua por encima, se reduzcan á vapor produciendo cierto ruido. Entonces se separa del fuego y se la introduce en el agua fria; se la lava bien y se iguala el color de naranja que presenta el dorado frotando la pieza con un pincel empapado en vinagre, si la superficie es lisa, y en ácido nítrico debilitado si lo está grabada ó cincelada: en ambos casos se la lava en gran cantidad de agua y se la seca á un fuego moderado.

No es fácil esplicar el cómo obra esta mezcla. Sin embargo, se puede presumir que contiene sulfato de potasa, sulfato de sosa, acetato de alumina, percloruro de hierro y protóxido de hierro. Estos dos últimos cuerpos son los que obran. El percloruro de hierro, obrando sobre el cobre del bronce, produce proto-cloruro de cobre y pasa al estado de proto-cloruro de hierro. El proto-cloruro de cobre, obrando á la vez sobre el peróxido de hierro, forma protóxido de co-

bre y cloruro de hierro; este es el protóxido de cobre que por su color rojo comunica el color de naranja al dorado. Es necesario considerar esta esplotacion como muy incierta, en tanto que no se verifique por el empleo directo del percloruro y por el peróxido de hierro mezclados y empleados solos.

2764. Cuando se quiere dar á la pieza dorada el color rojo que presenta la aleacion de oro y de cobre que se emplea en la fabricacion de los objetos de bisutería, se toma la pieza al salir de la forja, dorada ya y caliente todavia, se la ata con un alambre de hierro y se la moja en la composicion conocida con el nombre de *cera de dorar*, que está formada de cera amarilla, ocre rojo, verde gris y alumbre. Se conduce la pieza á un fuego de carbon de leña bien encendido, se la calienta con fuerza y se favorece la flamacion de la mezcla que la cubre echando algunas gotas de la misma mezcla sobre los carbones encendidos; se la da vueltas con frecuencia sobre el fuego, de manera que la llama sea igualmente viva por todas partes. Cuando toda la cera de color se ha quemado y la llama se estingue, se introduce la pieza en el agua, se lava bien y se la frota con un pincel mojado en vinagre puro. Si el color no es muy hermoso y muy igual, se cubre la pieza de verde gris diluido en vinagre, se la hace secar á fuego manso, se la introduce en el agua y se la frota tambien con vinagre puro ó con un poco de ácido nítrico débil, si la tinta que presenta es demasiado negra; por último, se lava la pieza dorada, se la bruñe, se la vuelve á lavar, se la enjuga con un lienzo fino y se la seca á un fuego manso.

En esta operacion se tiene por objeto el bajar la ley del dorado y hacerle pasar á 750 milésimos aproximadamente, cuya ley es la del oro que se emplea en los objetos de bisu-

tería. Esto se consigue reduciendo el acetato de cobre de la composicion que se emplea. El cobre que proviene de este acetato se une al oro del dorado y le hace adquirir la ley que se desea de una manera mas ó menos exacta.

CAPITULO XVIII.

FABRICACION DEL MINIO Y DE LOS PERDIGONES DE CAZA.

Fabricacion *en grande del minio*; privilegio de M. Ollivier; *privilegios terminados*, tomo II, página 232.

2765. Colocamos aqui la fabricacion del minio aun cuando este producto no entra enteramente en el cuadro que nos hemos propuesto en este libro; pero hubiera sido muy difícil estudiarle antes de conocer todos los detalles del tratamiento del plomo.

En efecto, la única dificultad que hay que vencer en la fabricacion del minio consiste en proporcionarse plomo puro y bien exento de cobre. Vencida una vez esta dificultad metalúrgica lo restante no presenta dificultad alguna. Vamos á describir el procedimiento que se sigue para la produccion del minio; despues discutiremos los principios segun unos hechos ciertos.

La fabricacion del minio es probablemente una de las que han hecho progresos entre todas las industrias químicas. En efecto, en los establecimientos poco numerosos en que se fabrica este producto, se emplean en la actualidad los procedimientos que se usaban ya hace un gran número de años.

Esta fabricacion, que á pesar de la numerosa série de manipulaciones que exige es bastante facil y de un produc-

to ventajoso, seria sin embargo susceptible de grandes mejoras y perfecciones importantes.

2766. Hé aqui el método de su fabricacion y la marcha del trabajo en la fábrica de los señores Roard, de Clichy, fábrica montada en grande y que produce ella sola mas de la mitad del minio que se espende anualmente en el comercio francés.

La calcinacion ó conversion del plomo en protóxido e opera en un horno de reverbero de bóveda muy rebajada, en el cual penetra la llama por tres canales practicados entre el fogon y el suelo. Despues de haber recorrido todas las superficies van á salir por otros dos canales colocados en frente que comunican con la chimenea por medio de un conducto.

A las cinco de la mañana se enciende el horno y se le carga con 325 á 350 kilógramas (708,50 á 763 libras) de plomo en salmones. Cuando este metal está fundido, el obrero calcinador armado de un urgon largo de hierro en forma de rastro agita vivamente el baño por un movimiento de vaiven recorriendo toda la superficie. A medida que el óxido se produce bajo la forma de una película irisada, tiene cuidado de hacerla pasar al fondo del horno, y asi continúa hasta que todo el plomo se ha convertido en una masa pulverulenta. A Esta época la operacion se hace mas penosa; el fuego se aumenta de manera que todo el interior del horno adquiera un rojo cereza. Toda la materia se rechaza al fondo del horno comprimiéndola con la pala del urgon para esprimir el plomo que puede contener todavia; despues se estiende sobre el suelo y se la cruza por todas partes con uno de los ángulos de la pala del urgon. Asi se continúa hasta que ya no aparece señal de plomo líquido.

Es indispensable una vez que el refinado (1) ha tomado principio no dejarle de la mano, porque si en el momento que el fuego se aviva deja el obrero de remover la masa pulverulenta, esperimentará la superficie de la materia una fusion muy perjudicial, porque comunica al minio un aspecto cristalino que le hace altamente despreciable con fundamento por los comunicadores. Por este mismo motivo es de suma importancia no elevar la temperatura mas alla del rojo cereza.

Cuando el plomo aparece convertido enteramente en óxido, es decir, cuando ya no se percibe ninguna cantidad de plomo fundido se separa el fuego y se carga el horno como se verá mas adelante para la reverberacion.

La calcinacion exige ordinariamente de siete á ocho horas, segun la destreza del obrero y la calidad del plomo; se advierte efectivamente que cuanto mas puro está el plomo mas pronta y fácil es su oxidacion. Los plomos por ejemplo de Inglaterra son mucho mas fáciles de trabajar que los de España y los de Francia. La operacion empieza á las 5 de la mañana y termina ordinariamente una hora despues de medio dia.

Se emplea indiferentemente como combustible bien sea la leña bien el carbon de tierra, modificando sin embargo el fogon del horno segun se prefiere uno ú otro de estos combustibles. El carbon de tierra es sin contradiccion ninguna mas económico, pero es necesario tener mucho cuidado y tomar muchas precauciones para su eleccion. Debe producir mucha llama y ser lo menos sulfuroso posible.

(1) Se da el nombre de refinado á esta parte de la calcinacion que tiene por objeto el convertir en óxido las últimas partículas de plomo.

El producto de la calcinacion permenece en el horno hasta el dia siguiente temprano; cuando se quiere empezar nueva calcinacion se le separa por medio de una pala larga de hierro y se trasporta al molino de lavar.

2767. Hé aqui la disposicion del lavadero.

En una cuba de madera fuerte de 3 y 1[2 pies de altura sobre 2 pies y 1[2 de ancho se coloca un molino á propósito para el caso: la muela inferior forma el fondo de la cuba; la superior que es triangular tiene 7 á 8 pulgadas de gruesa y 2 pulgadas mas corta que la inferior; una y otra son de pedernal á propósito para moler y de grano fino. La cuba del molino está atravesada por dos agujeros, uno á la superficie de la muela fija y el otro al costado opuesto á 12 ó 14 pulgadas de alto sobre esta superficie. Este último agujero comunica por medio de una canal de madera forrada de plomo de 12 á 15 pies de largo, 3 de ancho y 3 de profundidad. Está dividida por 3 ó 4 diafragmas que forman 4 ó 5 separaciones: en su parte superior se practica una pequeña abertura de 4 pulgadas de ancho sobre 2 de altura para la corrida del agua. Se tiene cuidado de colocar diagonalmente estas escotaduras á fin de forzar el líquido todo lo posible. A la estremidad de la canal se añade un tubo de plomo que se introduce en una cuba empotrada en la tierra debajo del molino, y en la cual se coloca una bomba espirante de manera que vierta el agua que hay en la cuba del molino.

El agujero de la parte inferior está constantemente cerrado, y solo sirve para separar los resíduos del lavado que se reciben en una pequeña cuba destinada para este objeto.

Si se ha comprendido la disposicion del aparato que acabamos de describir, se concebirá fácilmente la marcha de la operacion que tiene por objeto no solamente el moler el pro-

tóxido de plomo ó massicot, sino tambien el separarle del plomo metálico con que está mezclado, porque sea cualquiera el cuidado que se ponga en la calcinacion queda siempre sin oxidar cierta cantidad de plomo que varía ordinariamente desde una décima á una dozava parte de la masa total.

La operacion se empieza por llenar de agua el molino las diferentes divisiones de la canal y los dos tercios del recipiente inferior; despues se pone el molino en movimiento; una manivela adaptada al estremo superior de su eje pone en movimiento la bomba al mismo tiempo. Entonces se vierten en diferentes tiempos cerca de 105 á 160 kilógramas (327 á 348,80 libras) de materia; á medida que esta se muele el massicot, mas ligero que el plomo, se separa de ella, queda en suspension en el agua, es arrastrado por este líquido y se deposita sucesivamente en las diversas separaciones de la canal, segun el grado de su finura. En las últimas separaciones, el depósito es al poco mas ó menos nulo; de suerte que pasando de nuevo el agua al molino por medio de la bomba queda perfectamente limpia.

Siempre que el líquido que se halla en el molino ofrezca una tinta amarilla se le deja marchar; pero desde que se advierte que empieza á ennegrecerse se detiene la bomba; se destapa el agujero y se recibe el resíduo en una cubeta. Este resíduo no es otra cosa que el plomo metálico de que ya hemos hablado y que se conoce con el nombre de *desgranage*. Este se pasa de nuevo al horno para volverle á calcinar. Cinco cuartos de hora ú hora y media son suficientes por lo regular para hacer un lavado, es decir para lavar 150 á 160 kilógramas de massicot.

Cuando la primera separacion de la canal esté llena se

separa el massicot que contiene para conducirle al secador; la parte superior del horno de calcinacion se dispone regularmente para este efecto; basta para conseguirlo elevar todo alrededor un parapeto de 7 á 8 pulgadas de altura por medio de 4 piezas de madera bien ensambladas y fortificados sus áugulos por 2 triángulos de hierro para mantener cierta separacion entre ellas; en esta especie de pila se pone el massicot líquido, y al cabo de 2 ó 3 dias cuando mas se encuentra suficientemente seco sin hacer gasto de combustible.

Si se desea obtener simplemente el massicot, se continúa la desecacion; cuando esta es completa se la divide y pasa por el tamiz.

La fabricacion del massicot es estremadamente limitada; sin embargo, algunos fabricantes le emplean en vez de minio en la fabricacion de los cristales y en el baño de los vasos terrosos, pero su mayor aplicacion es para la confeccion del mastique de dihl.

2768. Si se desea convertir el massicot en minio solo se aguarda á que la disecacion haya terminado; se dice que la sobreoxidacion es mas fácil cuando se encuentra un poco húmedo. En este estado se separa del secador con una pala y se coloca en unas cajas de chapa de hierro que tienen un pie cuadrado sobre 4 á 5 pulgadas de profundidad; cada caja puede contener de 25 á 30 kilógramas (54,50 á 65,40 libras). Entonces se procede á la segunda calcinacion que se distingue particularmente con el nombre de *reverberacion*.

Cuando la calcinacion del plomo ha terminado, el obrero, como ya hemos dicho anteriormente, y despues de haber igualado con su rastro el producto de esta operacion sobre el suelo del horno, prepara á este para la reverberacion. A este efecto

introduce en el horno cerca de 18 á 20 de las cajas antedichas colocando una sobre otra hasta llegar á la bóveda.

Para que la reverberacion produzca buen resultado hay que tomar algunas precauciones indispensables; es necesario evitar en cuanto sea posible el acceso al aire esterior; con este objeto se cierra el registro de la chimenea, y las puertas del cenicero y del fogon, asi como la abertura por donde maniobra el trabajador.

Al dia siguiente para proceder á una nueva calcinacion se retiran todas las cajetas que contienen entonces un producto de un color rojo bastante interno que se conoce con el nombre de *minio al fuego*. Esta es una mezcla de protóxido y de deutóxido. Se pasa por una especie de cedazo compuesto de dos cilindros colocados uno dentro de otro; estos son de chapa de hierro y estan atravesados por pequeños agujeros, cuyas rebabas y asperezas estan hácia el interior: estos agujeros son mas pequeños en el cilindro esterior.

Pulverizado el minio de esta manera se pasa de nnevo á las cajetas y estas al horno de reverbero como la primera vez. De esta nueva calcinacion resulta el minio de dos fuegos ó minio del comercio. Algunas veces para obtener un matiz mas subido se le somete á una tercera calcinacion, pero de esto resulta poca ventaja; porque despues de las dos primeras las otras no aumentan sino muy poco la intensidad del color, y pasando la tercera y cuarta ya no se puede advertir ningun cambio aun cuando la oxidacion continúe. El medio mas seguro de obtener un minio rico y de una gran vivacidad de color consiste en emplear el massicot que proviene de las últimas divisiones del lavadero. Como este minio se emplea en los trabajos de pintura es necesario pasarle al través de un

tamiz fino de cepillos y de tela metálica luego que se ha reverberado dos veces.

Se concibe facilmente que hay muchas cosas que rectificar en este método de fabricacion. En efecto, la operacion por su intermitencia ocasiona una pérdida enorme de tiempo y de combustible; pero sería facil remediar este inconveniente haciendo marchar de una manera contínua la calcinacion y reverberacion; un horno de doble bóveda bastaria seguramente para conseguir este objeto. La fabricacion del minio es bastante importante para poderse ocupar de ella en este sentido.

2769. Existe otra clase de minio conocido en el comercio con el nombre de *mina naranja* ó *mina inglesa*. Este no es otra cosa que el albayalde reverberado dos ó tres veces á la manera del massicot. Por este calor suave pierde el albayalde su ácido carbónico, y queda el protóxido tan dividido que se puede considerar asi, como si estuviese en el estado molecular. Esto es lo que le hace á propósito en alto grado para la produccion de un minio mas puro, por consiguiente mas rico en color.

2770. El minio es un producto de un interés tan grande para diversas industrias, que hay algun motivo para admirarse del pequeño número de ensayos á que se ha sometido su composicion química y de las dudas que reinan todavía sobre su naturaleza. Sin embargo, el minio se emplea en la fabricacion del cristal y en las fábricas de vasos terrosos en cantidades muy considerables, y su preparacion que en otro tiempo estaba reservada á la Inglaterra, ocupa en la actualidad en Francia cierto número de fábricas que suministran unos productos de una calidad perfecta cuando ponen el cuidado conveniente en la direccion del plomo de

que hacen uso. Los hechos que vamos á esponer podrán ilustrar á los fabricantes de minio sobre la marcha que deben seguir para obtener una oxidacion perfecta, y les harán conocer el límite de que no pueden pasar. Estos hechos serán utilizados sin duda en las fábricas en que el minio se emplea como sustancia oxidante, demostrando cuál es la cantidad de oxígeno útil que se puede estraer cuando se convierte en protóxido.

Podria objetarse el por qué en vez de tostar el plomo metálico no se utilizaban para la fabricacion del minio los litargirios tan abundantes que provienen de la copelacion de los plomos argentíferos. Estos litargirios pasan trasformados en muchos casos al estado de plomo metálico, y bajo esta forma se introducen en el comercio. Se ahorraria, pues, empleándolos para la elaboracion del minio los gastos que ocasiona esta reduccion, y en seguida los que ocasiona la tostion del plomo.

Pero ademas de que estos litargirios cobrizos las mas veces producirian minios de mala calidad, se advertirá que la fusion que esperimentan haria la sobreoxidacion mas difícil y lenta. Exige tanto tiempo con un massicot bien preparado y de una tenuidad perfecta, que seria necesario sin duda emplear una gran fuerza para hacer pasar el litargirio á este grado de finura indispensable para que su conversion en minio se pudiera ejecutar en el espacio de tiempo que se emplea ordinariamente. A esta circunstancia sin duda debe atribuirse el empleo consagrado por la práctica que se hace de un massicot preparado espresamente á la temperatura mas baja posible.

Calentando el protóxido de plomo al contacto del aire y á una temperatura poco elevada cambia de color, adquiere el

rojo y se convierte en minio, pero los productos obtenidos de esta manera varían mucho, y los químicos no estan de acuerdo sobre su naturaleza. Se han marcado unos hechos que tienden á que se admita la existencia de muchas especies de minio, y la composicion de este cuerpo ha sido el objeto de una cóntroversia que deja todavía la cuestion permanente.

2771. Habiéndome permitido la benevolencia de M. Roard el preparar en sus hornos en cantidad suficiente una hermosa série de minios obtenidos por tostiones mas y mas prolongadas, he tenido ocasion de examinar las diferencias que esta circunstancia introduce en su composicion, y de hacer algunas investigaciones nuevas sobre la composicion real de este producto.

Busqué desde luego cuál era la cantidad real de oxígeno absorbida por el massicot durante las dos ó tres tostiones que se le hacen sufrir para trasformarle en minio del comercio de la mas hermosa calidad. Para esto hice pasar la estado de protóxido por la calcinacion las muestras de que me serví para el análisis; y medí el volúmen del gas desprendido, el minio que se obtiene tostando el massicot del modo ordinario en un horno de reverbero durante veinte y cuatro horas ha perdido por la calcinacion 1,17 por 100 de oxígeno, y se ha trasformado en massicot puro.

El minio tostado segunda vez durante el mismo espacio de tiempo ha perdido 1,22 por 100 de oxígeno. Despues de tercera reverberacion ha dado 1,36 por 100.

El color de estos minios era tan hermoso como el de las muestras obtenidas durante un tiempo mucho mas largo por una tostion prolongada.

Sometiendo á cuarta tostion 100 partes de minio han

producido por la calcinacion 1,50 de oxígeno; despues de cinco tostiones ha suministrado 1,55 por 100.

Por último, despues de haber permanecido durante ocho dias en el horno de reverbero y de haber sufrido por consecuencia ocho fuegos, no abandonó al pasar al estado de protóxido sino 1,75 de oxígeno por 100 de la materia empleada; el resíduo de la calcinacion me produjo 98 de protóxido de plomo puro.

La estrema lentitud con que el massicot absorbe al oxígeno, aun cuando se halle colocado en las circunstancias mas favorables para esta reaccion, parece depender en parte de las propiedades físicas de esta sustancia, porque cuando se tuesta del mismo modo el albayalde la marcha de la operacion se verifica con mucha mas rápidez. La mas hermosa mina naranja preparada de esta suerte se obtiene por tres tostiones solamente, y produce por la calcinacion hasta 2,23 de oxígeno por 100; segun los esperimentos que acabamos de esponer, se advierte que en las diversas muestras de minio sometidas al análisis, la cantidad total de oxígeno unida al plomo varía de la manera siguiente:

				Oxígeno total.
100 partes de minio á		1	fuego	8,26
»	—	2	»	8,30
»	—	3	»	8,43
»	—	4	»	8,56
»	—	5	»	8,61
»	—	8	»	2,79
100 partes de mina naranja....				9,24

	Oxígeno que se desprende por la conversion en protóxido.
100 partes de minio á 1 fuego	1,17
» — 2 »	1,22
» — 3 »	1,36
» — 4 »	1,50
» — 5 »	1,55
» — 8 »	1,75
100 partes de mina naranja....	2,23

2772. En todos estos productos dista mucho el massicot como se advierte de haber absorbido media proporcion de oxígeno y de trasformarse completamente en sesquióxido de plomo, porque teniendo el minio esta composicion deberia abandonar por la calcinacion 3,33 por 100 de oxígeno, pero nada anuncia que por las repetidas tostiones sea imposible operar enteramente esta trasformacion; con el objeto de llegar con mas prontitud á ella coloqué la mina naranja en un tubo, y la dispuse de modo que estando la temperatura suficientemente elevada, fué la masa atravesada contínuamente por una corriente de gas oxígeno. Cuando la operacion hubo marchado durante algunas horas, el minio preparado por este medio contenia 2,40 por 100 de materia.

Entonces continué haciendo pasar oxígeno al aparato que se hallaba á una temperatura de cerca de 300 grados, y despues de algunas horas examiné de nuevo el producto; la absorcion del oxígeno no habia continuado, y la composicion del minio permanecia la misma.

Segun esto aparece probable que este producto es real-

mente un compuesto bien definido, y para convencerse de ello basta compararle al minio puro obtenido por otros procedimientos.

Para esto he recurrido desde luego al método que indiqué (2205), y que consiste en disolver en el acetato neutro de plomo todo el massicot que se puede hallar mezclado con el minio. La mina naranja semejante á la que me habia servido para los esperimentos precedentes fue tratada de la misma suerte hasta el punto de no trasformar en sub-sal al acetato neutro en que se la ponia en digestion. El minio purificado de esta manera perdió 2,31 de oxígeno por 100 en la calcinacion.

Segun estos esperimentos es evidente que los productos obtenidos, bien sea por la accion directa del oxígeno sobre el massicot, bien por la purificacion de la mina naranja ayudada del acetato neutro de plomo, ó bien en fin, por la accion prolongada de una disolucion de potasa sobre la misma sustancia constituyen un compuesto particular y bien constante de plomo y de oxígeno, que contiene tres átomos de plomo por cuatro atomos de oxígeno. En efecto, teniendo el minio esta composicion, contendrá 9,34 por 100 de oxígeno y abandonará 7,34 para trasformarse en protóxido. Este es al poco mas ó menos el resultado obtenido en todos los esperimentos.

2773. El minio tipo es pues un plomato de plomo, en el cual la base contiene la misma cantidad de oxígeno que el ácido, siendo su fórmula $2\ PbO + PbO^2$. Es claro que todos los minios del comercio estan formados esencialmente de este óxido salino, y admitiéndole en las diversas muestras de que hemos hablado anteriormente tendrá la siguiente composicion:

			Minio real.	Protóxido mezclado.
Minio........... á	1	fuego	50,	50,
	2	»	52,1	47,9
	3	»	58,1	41,9
	4	»	54,1	35,9
	5	»	66,2	33,8
	8	»	74,8	25,2
Mina naranja....	3	»	95,3	4,7

De lo cual será necesario concluir que en el estado actual del arte la fabricacion del minio deja todavía mucho que desear, mientras que la de la mina naranja se aproxima bastante al resultado teórico para poder esperar una perfeccion mayor.

Para evaluar los minios se puede hacer uso del tratamiento por el ácido nítrico y determinar la dósis del óxido pulga que queda, ó bien determinar la dósis del protóxido disuelto por medio de un licor que contiene cantidades determinadas del ácido sulfúrico. La tabla siguiente espresa la composicion de los diversos minios bajo este punto de vista.

			Oxido pulga.	Protoxido.
Minio........... á	1	fuego	17,4	82,6
	2	»	18,2	81,8
	3	»	20,3	79,7
	4	»	22,4	77,6
	5	»	25,1	76,9
	8	»	26,0	74,0
Mina naranja..	3	»	33,2	66,8
Minio puro.....			34,9	65,1

Las consecuencias que la práctica podrá sacar de estas investigaciones son por fortura enteramente independientes de la cuestion teórica, de tal suerte, que la opinion adoptada mas adelante sobre la naturaleza real del minio puro no podrá cambiar nada los resultados observados relativamente á la influencia de los diversos fuegos sobre el minio de fabricacion corriente.

Recordemos últimamente que el minio producido por el massicot contiene siempre silicato de plomo que se opone de una manera poderosa á la sobreoxidacion total de massicot. La sílice proviene del suelo del horno que es de ladrillos y que se deja atacar por el óxido de plomo durante la calcinacion. Habrá ciertamente una gran ventaja en servirse de ladrillos de marga, ó en revestir el suelo por medio de un lodo muy calcáreo.

PERDIGONES.

Plomo *de caza*, privilegio de los señores Akermann y Martin: *privilegios terminados*, tomo I, página 154.

Granulacion *del plomo de caza* por M. Chautel, *Anales de minas*, série 1.ª, tomo I, página 301.

Fabricacion *de las granallas por medio del plomo de Abstrich en Freyberg*, por M. Perdonet; *Anales de minas*, série 2.ª, tomo II, página 298.

Plomo *granulado. Diccionario tecnológico*, tomo XVI, página 313; por M. Dufrenoy.

2774. El procedimiento que se emplea para comunicar al plomo la propiedad de reducirse á pequeños granos esféricos ha sido por mucho tiempo un secreto. Sin embargo, todavia es poco conocido en la actualidad, y solo existe en algunos establecimientos donde se ejecuta. Desearíamos por

lo tanto se propagara mas en las fábricas de plomo, porque esta industria proporciona el medio de hacer pasar al comercio los *plomos ágrios* que quedan en las fundiciones y que ocasionan mucho gasto para convertirlos en *plomo dulce*.

Una parte de arsénico aproximadamente basta para comunicar al plomo la propiedad de granularse y para que se formen los glóbulos de plomo; para dejarlos aislados se los hace caer al agua. Se concibe que segun la altura de la caida quedan mas ó menos solidificados al entrar en el agua, y que el choque que esperimentan los deforma mas ó menos; asi la gran perfeccion que ha adquirido esta fabricacion hace cuarenta años, consiste en ejecutarla en los pozos de las minas ó en las torres de los templos abandonados. La primera fábrica de esta clase que se estableció en Francia, fue construida en París en la torre de Santiago, en la carnicería y alli continúa esta clase de esplotacion.

He tenido la ocasion de estudiar en esta fábrica los procedimientos que se practican para la fabricacion de los perdigones, pero no me está permitido el darlos á conocer. Tomaré pues principalmente del Diccionario tecnológico la descripccion de los procedimientos generalmente puestos en uso para esta curiosa fabricacion.

La elaboracion de los perdigones comprende cinco operaciones diferentes.

1.° La formacion del baño de fundicion.
2.° La granulacion del plomo.
3.° La prueba.
4.° El apartado, etc.
5.° El lustrado.

2775. *Formacion del baño de fundicion.* La cantidad de arsénico que se debe añadir no está todavia bien determina-

da; varía segun la naturaleza del plomo que se emplea. Se ha notado que cuanto mas ágrio es el plomo, mayor cantidad de arsénico es necesario añadir; la proporcion para el plomo dulce á veces es de 3 milésimas y 8 para el plomo ágrio. Este resultado de la esperiencia es contrario á la opinion generalmente admitida de que los plomos ágrios son mas fáciles de granular. Estos se emplean con preferencia para este objeto, porque es el medio mas ventajoso de introducirlos en el comercio.

Segun M. Chautel, el plomo dulce exige para 1000 kilógramas (2180 libras) una cantidad de sulfuro de arsénico que no pase de 2,5 kilógramas (5,450 libras).

Cuando se emplea un plomo que contiene 3 por 100 de antimonio, es necesario poner para 1000 kilógramas cerca de 5 kilógramas (10,90 libras de arsénico. M. Chautel imagina que no se podria granular un plomo que contuviera mayor cantidad de antimonio, y por esto él tiene gran cuidado de mezclar los plomos que se hallan en este caso con el plomo puro.

2776. La mezcla de arsénico se puede hacer de dos maneras; bien sea preparando una aleacion de plomo muy cargado de arsénico que se añade al plomo que se quiere granular, bien formando el baño en cada fundicion. El primer método se emplea principalmente en los establecimientos en que se funde el plomo viejo; el segundo en los ingenios que tratan de los plomos ágrios.

Los señores Alkermane y Martin consiguieron por el primer método un privilegio de invencion, cuyo plazo ha espirado; estos fabricantes hacen fundir 1000 partes de plomo dulce en una caldera de hierro, y distribuyen alrededor de los bordes, teniendo cuidado de dejar el centro bien limpio, cerca

de dos paladas de ceniza ó de tierra. En el centro que no se halla cubierto de ceniza ponen 20 libras de arsénico, cubren bien la caldera con una tapadera de hierro cerrando esta cubierta herméticamente con mortero ó con cimento para impedir la evaporacion del arsénico y poder producir un buen golpe de fuego debajo de la caldera durante tres ó cuatro horas. Todo este metal fundido lo cuelan en forma de rieles despues de haber espumado el baño para estraer toda la ceniza que queda sobre el borde del plomo fundido.

Despues de haber preparado de este modo la aleacion se funden 1000 partes de plomo dulce en una caldera de hierro, y se añade un riel de esta aleacion. Cuando todo el plomo está fundido y mezclado, se toma con una espumadera una pequeña cantidad y se dejan caer al agua algunas gotas; si estas no son globulares, se añade nueva cantidad de aleacion.

El segundo método consiste en añadir poco á poco el arsénico en el plomo fundido; ordinariamente se emplea en el estado de rejalgar. Entonces se opera sobre 2000 á 2400 kilógramas (4360 á 5232 libras) de plomo que se ponen en una caldera de fundicion colocada sobre un horno que la rodea por todas partes, y se calienta gradualmente hasta llegar á la fusion completa. Es necesario cubrir la superficie del baño con una capa de sebo, bien sea para impedir la oxidacion, bien para reducir el óxido formado. Se revuelve el baño de tiempo en tiempo para hacerle homogéneo, y para esprimir el plomo metálico que las grasas puedan contener, y se separan estas grasas con una espumadera. Por último, se añade el rejalgar teniendo cuidado de revolver la mezcla á cada adicion. La superficie del plomo se cubre de una grasa que se separa desde luego; las últimas grasas que se forman son

metaloideas y llevan en las fábricas el nombre de *crema*; sirven para hacer el filtro al través del cual es necesario que pase el plomo para granularse. Si se vertiera simplemente el plomo por una pasadera, se formarian muchos granos largos y pocos esféricos: es necesario por lo tanto que la pasadera esté guarnecida interiormente de una materia porosa que pueda aplicarse con exactitud contra sus paredes y que conserve á la temperatura del plomo fundido, una tenacidad tal que no deje atravesar sus poros al plomo ni con demasiada ni con poca velocidad. En este caso el plomo se divide en gotas, y á su salida del filtro se puede granular. El obrero no se guia en la mezcla que debe hacer sino por medio de tanteos que consisten en examinar la forma del grano. Si los granos son lenticulares indican que la proporcion del arsénico es demasiado grande. Y por el contrario, demasiado pequeña si los granos están aplastados, y si presentan un hueco en el medio, cuya forma designan los obreros con el nombre de corte. Por último, cuando la cantidad de arsénico es demasiado pequeña, los granos se alargan mas; tienen tambien un hueco hácia el medio y forman una *cola.*

Los plomos ágrios exigen mayor proporcion de sulfuro de arsénico porque las mas veces deben su acritud á la presencia del antimonio. Se puede presumir que este metal se sulfura á espensas del sulfuro de arsénico que obra entonces como purificante. Sin duda se forman unos sulfuros dobles que son los que producen las grasas.

Cuando se emplean plomos viejos que contienen estaño se les depura por medio de la sal amoniaco que transforma el estaño en cloruro volatil.

2777. *Granulacion del plomo.* Las pasaderas de que se hace uso son unas cacerolas de chapa de hierro y de fondo

plano atravesadas de agujeros, que deben ser perfectamente redondos y sin rebabas. Los agujeros de cada pasadera son iguales; pero hay pasaderas de diferentes calibres segun el grueso de los granos que se desean obtener. Se distinguen diez calibres desde el número 0 que es el mas grueso hasta el número 9 que es el mas pequeño. Para obtener estos diferentes números, tienen al poco mas ó menos los agujeros de las pasaderas los diámetros siguientes.

Para el número 0	metros	0,0050 (1).
número 1		0,0045
número 2		0,0040
número 3		0,0035
número 4		0,0030
número 5		0,0025
número 6		0,0020
número 7		0,0015
número 8		0,0010
número 9		0,0005

El trabajo se ejecuta siempre en tres pasaderas á la vez. Estas se colocan sobre las regillas de un especie de estufilla de chapa de hierro triangular colocada, inmediatamente en la parte superior del edificio; en la parte de abajo hay una cuba llena de agua hasta su mitad destinada á recibir el plomo granulado á medida que se forma. Las pasaderas no están en contacto sino separadas por carbones encendidos que mantienen el plomo á la temperatura conveniente é impiden á la materia el que se fije sobre el filtro. La temperatura del

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

baño debe variar con el grueso de los granos, pero los mas gruesos deben ser tal, que si se introduce un tubo de paja en el baño apenas se enrojezca. Es necesario tener mucho cuidado en conservar el plomo á la temperatura conveniente; si está demasiado frio no se puede colar, y si demasiado caliente los granos se deformarán al llegar al agua.

La altura de la caida varía igualmente con el grueso de los granos, siendo la congelacion del plomo mucho mas rápida cuanto menores sean los granos en una caida de 30 metros (107,10 pies); se pueden hacer desde el número 4 hasta el número 9; y es necesario una altura de cerca de 50 metros (178,50 pies) para los mas gruesos.

Preparado todo de esta manera, el obrero pone las grasas que deben componer el filtro en la pasadera, teniendo cuidado de comprimirlas contra sus paredes. En seguida vierte el plomo por medio de una cuchara de hierro. No debe poner una cantidad demasiado grande, porque si la presion es muy fuerte, lejos de colarse el metal en el filtro y caer con lentitud, saldrá con velocidad y solo producirá agujas.

Cuando la operacion marcha bien, se advierten salir á los granos de plomo por debajo de la pasadera y amoldarse inmediatamente en pequeñas esferas que se destacan y caen con rapidez. La columna que forman los granos desciende regularmente sin confundirse ni separarse con tal que no venga á turbar su direccion alguna corriente de aire. La seccion de la columna en la parte mas baja de su caida, sobre todo en los perdigones gruesos porque los delgados siempre están mas sugetos á separarse.

La velocidad adquirida del plomo al llegar al agua es tan considerable, que el agua de la cuba se mueve como si estuviera en ebullicion. No se podria colocar la mano en la

columna y dejarla allí mucho tiempo, porque cada grano haria sobre la piel el mismo efecto que un latigazo.

Los granos que llegan al agua se retiran de ella á medida que caen por medio de una cuchara armada de un mango largo; estos poseen todo su brillo metálico, pero lo pierden inmediatamente por el contacto del aire á causa sin duda del agua que los moja y favorece su oxidacion.

En Marsella los dejan secar al aire libre; en París los secan por medio del fuego, y en este último caso se oxida la superficie de tal manera que se hace indispensable su lustracion.

2778. *Muestras.*—Los granos que se forman al atravesar los agujeros de una misma pasadera no son todos iguales. Parece que estando el centro menos caliente, produce granos de mayor marca que los costados de la pasadera que se hallan constantemente rodeados de carbon. Muchas veces ademas no son del mismo calibre las tres pasaderas que se emplean á la vez, de suerte que la cuba contiene granos de casi todos los números. Para separarlos se hace uso de cribas ó tamices circulares, cuyo fondo formado por una capa de hierro delgada está atravesada por unos agujeros del mismo diámetro que el de las pasaderas. Estas cribas están suspendidas por medio de dos correas encima de una caja destinada á recibir los granos que pasan al través. Por lo regular se ponen dos una encima de otra; sus agujeros deben ser como los números 1 y 2 ú otros semejantes. Los perdigones se ponen sobre la criba superior y se los agita. El número 0 queda entonces sobre la criba primera; el número 1 sobre la que le sigue, y todos los demas números se reunen en la caja. Se concibe bien que sustituyendo sucesivamente cribas de diferentes dimensiones, se llegaria á clasificar

con mucha facilidad todo el plomo granulado segun su grueso.

2779. *Apartado.* En la operacion precedente se separan los granos segun su grueso, y quedan todavia por aislar los que no estan bien redondos ó presentan algun defecto. Para llegar á este fin se hace uso de un plano inclinado formado por una tabla muy larga guarnecida de rebordes, y sobre cuyos costados se ha practicado una canal. Se vierte un puñado ó dos del plomo que se ha de separar, y se le da á la tabla un pequeño movimiento de oscilacion en sentido horizontal. Los granos redondos caen directamente á una caja destinada á recibirlos, y los que tienen algunos defectos quedan sobre la tabla ó ruedan oblícuamente en razon de su forma, á los cuales les hacen pasar á una caja, y se los separa para volverlos á refundir.

2780. *Redondeado y lustrado.* Despues de esta separacion existen todavia muchos granos alterados por unas ligeras asperezas que presentan en su superficie; estas desaparecen por medio del rodaje, cuya operacion se ejecuta al mismo tiempo que la que tiene por objeto dar á los perdigones un buen pulimento. La oxidacion que los granos han esperimentado al salir del agua hacen en todo caso necesaria esta operacion. Para ejecutarla, se hace uso de una pequeña cuba octagonal, sobre cuya pared hay practicada una puerta para hacer entrar y salir los perdigones. Esta cuba está atravesada por un eje de hierro colocado horizontalmente, que tiene en sus estremos unos manubrios opuestos que dan vueltas en unas cajas de cobre. Se añade en la cubeta 6 partes de plombagina en polvo para 100000 partes de perdigones, y en seguida se le da vueltas hasta que el plomo haya adquirido el grado de lustre conveniente para poderlo introducir en el comercio.

Se valúan los gastos de la fabricacion para 1000 kilógramas (2180 libras) de perdigones al poco mas ó menos de la manera siguiente:

1.°	Rejalgar, 8,72 libras.........	12 francos.
2.°	Mano de obra..................	12 francos.
3.°	Leña 1453 libras..............	7
4.°	Grafito........................	1
		32=121,6 rs.

Ademas la reparacion de las herramientas, el gasto del establecimiento y una pérdida del 2 por 100 empleado.

CAPITULO XIX.

Aleaciones monetarias.

2781. Nada tenemos que añadir á lo que hemos espuesto relativamente al uso del bronce para la fabricacion de las monedas; en el mismo caso estamos con respecto al cobre bajo este aspecto; asi trataremos aqui únicamente de las monedas de oro y de plata.

El objeto principal que se tiene presente en la fabricacion de las monedas de oro y de plata consiste en no hacer entrar sino uno solo de estos preciosos metales y de escluir el otro con el mayor cuidado. Los procedimientos de afinacion proporcionan este objeto de una manera absoluta en el estado actual de cosas.

Estando los metales puros es necesario convertirlos en una aleacion perfectamente constante en sus proporciones. Esta aleacion es necesaria á causa de la blandura del oro y de la plata cuando están puros; la adicion del cobre los en-

durece. En la actualidad se exige que las monedas contengan unas cantidades fijas de oro ó de plata sin conceder como en otro tiempo algunas milésimas de otro metal. Este uso recientemente adoptado en Francia será adoptado indudablemente en los demas paises; pero al presente las leyes de las monedas en las diversas naciones son muy variables, y en general no se realizan sino de un modo mas ó menos aproximado. Mas adelante se hallará una tabla general de estas leyes, asi como de los pesos y valores de las diversas monedas.

Vamos á describir rápidamente los procedimientos que se usan en la fabricacion de las monedas.

Los metales convenientemente divididos en fragmentos para facilitar la fundicion se ponen en unos crisoles; luego que la materia está bien fundida y revuelta toma el ensayador la gota, es decir, que separa una pequeña parte de metal líquido para asegurarse si la ley es exacta.

Practicado esto se le cuela en unas rieleras; estos son unos vasos de fundicion muy gruesos que se abren en dos partes: en cada rielera hay practicado un sulco longitudinal de cerca de 15 pulgadas de longitud, y en este se vierte el metal, el grueso de las paredes es necesario para que sea regulado el enfriamiento á fin de evitar las burbujas. El aire se desprende y cede su sitio al metal por el ausilio de unas canales que forman unas pequeñas desigualdades á lo largo de la pieza que tiene la forma de una lámina cuyo grueso es de 3 líneas aproximadamente. En seguida se abre la rielera; el metal solidificado, pero rojo todavía, cae al suelo y se introduce otro nuevo. Por lo regular hay 5 á 6 rieleras semejantes que llenan con prontitud dos obreros dirigiendo á ellos el metal líquido; para esto se sirven de cucharas con

las cuales sacan el metal de los crisoles haciéndole pasar sucesivamente de una rielera á otra: la operacion se ejecuta con mucha rápidez.

Las láminas se separan con unas tenazas y se reunen en monton para dejarlas enfriar. En seguida se cortan los bordes y se hacen pasar las láminas al laminador. Tres ó cuatro laminaciones reducen la lámina á línea y 1|2 de grueso; el esfuerzo es enorme y muchas veces suficiente para enrojecer el metal. Entonces se recuece la lámina, porque sin esta operacion adquiriria fragilidad. Se vuelve á laminar, y por último se la reduce al grueso estrictamente necesario para las operaciones siguientes.

En la laminacion no se ensancha la pieza sensiblemente, pero se alarga mucho. Se tiene por lo tanto cuidado al fundirla de darla el largo que se desea para poder cortar la pieza; pero evitando un esceso de ancho que produciria una porcion de fragmentos que seria necesario volver á la fundicion. El esceso contrario ofrecerá un inconveniente mayor, porque no se hallará entonces el ancho que necesita la pieza. La rielera está pues construida de tal modo, que la lámina esceda un poco al diámetro de la pieza. Esta lámina se blanquea en seguida introduciéndola en un agua acidulada por el ácido sulfúrico que se carga de sulfato de cobre, y en seguida se ensaya de nuevo la ley.

Como es indispensable que la pieza tenga un grueso perfectamente determinado, sopena de formar con ella monedas demasiado ligeras y demasiado pesadas, se da á los cilindros la separacion necesaria por medio de un pequeño movimiento producido por un tornillo que cambia la distancia de los ejes segun se desea.

De estas láminas se cortan con una herramienta á propó-

sito los discos metálicos que deben formar las monedas. Si la lámina presenta huequecitos causados por las burbujas de aire, se la separa y se la vuelve á fundir de nuevo. En este estado se pesa cada disco; todo el que tiene menos peso se vuelve á fundir de nuevo, y el que tiene mas se le adelgaza con una herramienta á propósito y se le vuelve á pesar.

2782. Solo queda para acabar la pieza el estamparla. Desde luego se la forma el cordoncillo; esta operacion se hace en una máquina dispuesta á propósito, y despues pasa al volante donde sufre la acuñacion.

Entonces se toman algunas piezas indistintamente para asegurarse si satisfacen ó no á las condiciones legales de peso y de ley. Los comisionados designados por el gobierno observan todas las operaciones para asegurarse si por fraude se han introducido en el monton algunas monedas estrañas á la fundicion; si la aleacion de los metales está hecha con regularidad etc., y provando algunas piezas solamente hay la seguridad de que todas las piezas están en las mismas condiciones de ley y de peso. Estas piezas son las que la comision central debe juzgar, para cuyo efecto se las remiten.

Cada pieza lleva 2 marcas de convencion, una que es la de la moneda y la otra del director, estas cambian segun el tiempo y el sitio en que se verifica la fabricacion. Los cuños se graban por la comision de París, y sirven para toda la Francia, de suerte que las monedas acuñadas en todos los departamentos son idénticas en cuanto á la ley al peso, á los diámetros y á las impresiones; pero se añade á cada cuño la marca especial de la moneda y del director, y cuando hay mutacion en la persona se cambia esta marca.

Todas las operaciones que exige la elaboracion de la mo-

neda se ejecutan por máquinas que abrevian el tiempo ó multiplican las fuerzas. Las principales de estas máquinas son el laminador, la máquina de formar el cordoncillo, el volante y el corta piezas: en Lóndres se producen estos efectos por las máquinas de vapor que ponen en movimiento á todas las demas. En Francia solo se emplean las máquinas de vapor para el laminado; el volante marcha por el esfuerzo de los hombres; la máquina de hacer el cordoncillo produce tambien su efecto á la mano, pero exige poca fuerza.

2783. Hé aqui el cuadro general en que se ha reunido su ley, su peso y su valor.

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.		Ley de cada pieza.	Pesos de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y de afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza q. tiene el peso y la ley.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Inglaterra.								
Oro....	Guinea de 21 schellings......	915	8,34	3142	52	26	21	26	47
	Media guinea..................	915	4,14	3142	52	13	01	13	24
	Un cuarto......................	915	2,02	3142	52	6	35	6	62
	Un tercio ó 7 schellings.....	915	2,76	3142	52	8	67	8	82
	Soberano de 20 schellings acuñado en 1817............	915	7,97	3142	52	25	05	25	20
	Medio soberano de 10 schellings (id.)...................	915	3,98	3142	52	12	51	12	60
Plata.	Crown ó corona de 5 schel.	920	30	201	38	6	04	6	18
	Media corona..................	920	14,98	201	38	3	02	3	09
	Schellings......................	920	5,95	201	38	1	20	1	24
	Nueva cor. acuñada en 1817.	920	28,22	201	38	5	68	5	81
	Escudo de banco llamado dollar de Inglaterra (1)...	892	26,72	195	94	5	24	5	41
	Alemania.								
Oro....	Doble ducado del emperador.	980	6,96	3365	76	23	43	23	70
	Ducado sencillo...............	980	3,45	3365	76	11	61	11	86
	Doble ducado de Hungría...	984	6,96	3379	49	23	52	23	80
	Ducado sencillo...............	984	3,45	3379	49	11	66	11	90
	Lyons de oro ó piezas de 14 florines de la Bélgica, Bravante y Paises-Bajos del Austria.................	917	8,29	3149	39	26	11	26	47
	Soberanos de Flandes y de los Paises-Bajos austriacos..........................	915	5,52	3142	52	17	35	17	58
	Pistolas del Palatinado......	898	6,64	3083	50	20	47	20	78
	Pistolas de la estrella de Hesse-Cassel................	892	6,69	3061	17	20	48	20	82
	Florines de 10 thalers de Brunswick Wolfembuttel hasta 1813 inclusive puesta en circulacion...........	901	13,33	3094	43	41	25	41	48
	Florines de 10 thalers (id.) desde 1813..................	886	13,30	3039	05	41	25	41	48
	Florines de 10 thalers de Brunswick Wolfembuttel-Hanovre con el valor de la pieza..................	898	13,28	3083	50	40	95	41	48

(1) Estos escudos de banco no son otra cosa que los pesos de España que reciben nueva acuñacion en Inglaterra, operacion que altera ligeramente su peso.

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Albertus de Flandes y de los Paises-Bajos austriacos con la cruz de S. Andrés.	887	5,08	3042	72	15	46	16	18
Florines ó carolines del Rhin y Hesse-Darmstadt.	772	9,70	2635	98	25	57	25	91
Florines de Annover.......	777	3,24	2653	32	8	60	8	78
Florines ó medios maximilianos del Palatinado de Baviera y de Anspach.	767	3,21	2618	65	8	41	8	63
Florines ó tercios de carolines de convencion y de Bade-Dourlach............	758	3,21	2587	49	8	31	8	63
PLATA. Fino silver de Vestphalia de Jerónimo..............	995	13,30	217	79	2	90	»	»
Escudos gros del Palatin.	985	25,92	215	17	5	58	5	78
Escudos gros de Nassau-Veilbourg................	976	25,87	213	64	5	53	5	78
Escudo de Lubeck (1).....	733	27,41	156	49	4	29	4	58
Escud. viejos de Bareith.	729	19,49	155	50	3	05	»	»
Risdal de constituc. acuñado antes de 1753, ó doble florin de Austria.....	872	28,74	189	32	5	46	5	78
Esc. ó risdal de especie de conv. de todas las plazas.	833	28,05	180	23	5	06	5	20
Medio risdal ó florin......	833	14,02	180	23	2	53	2	60
Ducaton de Liefa..........	917	32,29	200	72	6	48	»	»
Leones de plata de la Bélgica, Bravante y Paises-Bajos austriacos..........	870	32,83	189	33	6	21	6	39
Florines de plata (id.)....	870	9,30	189	33	1	76	1	83
Ducatones de María Teresa de Flandes y de los Paises-Bajos austriacos (2).	870	33,30	189	33	6	30	6	49
Escudo de Bravante kronenthaler ó escudo de Baviera y Wurtemberg.	870	29,60	189	33	5	61	5	75
Veinte krentzers...........	581	6,64	121	08	0	80	0	87
Diez krentzers.............	493	3,82	100	68	0	38	0	43

(1) Aunque la tarifa de las monedas no lleva estas piezas sino á la ley de 633, se obtiene comunmente en el ensayo la de 743.

(2) Estos ducatones no llegan en la tarifa sino hasta 858; pero habiendo sido reconocida esta ley por demasiado baja, se reciben sus piezas á 870, segun una decision de la administracion general de monedas.

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y de afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Dinamarca y Holstein.								
Oro.... Ducado cor. desde 1767...	871	3,08	2984	44	9	19	9	47
Medio........................	871	1,50	2984	44	4	48	4	74
Ducado especial de 1791 á 1802......................	980	3,45	3365	76	11	61	11	86
Cristiano de 1775.........	905	6,69	3108	17	20	79	20	95
Plata. Risdal ó doble escudo de 96 schell desde 1776.....	875	29,00	190	57	5	53	5	66
Risdal corriente ó pieza de 6 marcos, danske, de 1750....................	830	26,77	179	53	4	81	4	96
España.								
Oro.... Doblon de oro cuádruplo acuñado antes de 1772...	909	26,98	3121	91	84	23	85	42
Idem doble (id.)......... ..	909	13,49	3121	91	42	11	42	71
Doblon de oro (id.).........	909	6,75	3121	91	21	07	21	36
Medio doblon..............	909	3,35	3121	91	10	46	10	68
Doblon de oro del Perú ó cornado....................	897	26,98	3079	77	83	09	»	»
Id. cuád. de 1772 á 1785.	893	26,98	3064	88	82	69	83	93
Id. doble (id.).............	893	13,49	3064	88	41	35	41	97
Doblon (id.)................	893	6,75	3064	88	20	69	20	98
Medio doblon.............	893	3,35	3064	88	10	27	10	49
Un cuarto ó escudillo (1).	885	1,75	3035	38	5	31	5	36
Plata. Peso antiguo, antes de 1772, de dos escudos sin busto.......................	906	26,98	198	31	5	35	5	51
Medio peso..................	906	13,49	198	31	2	68	2	76
Quinto de peso............	850	5,74	179	53	1	03	1	10
Décimo de peso............	830	2,87	179	53	0	52	0	55
Veintésima de peso ó real.	830	1,49	179	53	0	27	0	28
Peso nuevo con busto desde 1772....................	896	26,98	196	12	5	29	5	43
Medio peso nuevo desde 1772......................	896	13,39	196	12	2	62	2	72
Quinto de peso ó peseta...	808	5.74	174	20	1	0	1	08
Media peseta..............	808	2,92	174	20	0	51	0	54
Real de vellon.............	808	1,49	174	20	0	26	0	27

(1) Las piezas de oro acuñadas desde 1785 no se pueden evaluar á causa de su gran variacion en la ley. Por lo regular dan en el ensayo 872.

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
Estado eclesiastico.		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Oro.... Pistolas de Pio VI y de Pio VII	906	5,47	3111	61	17	02	17	28
Medio id. id	911	2,66	3128	78	8	32	8	64
Cequin, 1709, Clemente XIV y sus sucesores	944	3,40	3242	12	11	02	11	80
Medio (1)	944	1,70	3242	12	5	51	5	90
Escudo de oro de la república romana	833	38,95	2849	01	167	78	172	83
Plata. Escudo de 10 Pablos de 100 bayocos	906	26,45	198	31	5	25	5	39
Medio id	906	13,17	198	31	2	61	2	69
Tres décimos de escudo ó teston de 30 bayocos	906	7,90	198	31	1	57	1	62
Un quinto de escudo ó papeto de 20 bayocos	906	5,21	198	31	1	03	1	08
Un décimo de escudo ó teston de 10 bayocos	906	2,65	198	31	0	52	0	54
Bolonia.								
Oro.... Doblon ó pistola de Pio VI.	909	5,52	3121	91	17	23	17	33
Dob. nuevo ó pist. nueva.	913	5,52	3135	65	17	31	17	42
Cequin acuñ. ant. de 1760.	996	3,40	3420	71	11	63	11	80
Plata. Escudo de la comunion de Bolonia á la Vírgen	833	29,10	180	23	5	24	5	45
Teston id	913	7,92	199	85	1	58	»	»
Estados-Unidos de America.								
Oro.... Aguila doble de 10 dollars.	913	17,48	3135	65	54	61	55	21
Aguila de 5 id	913	8,71	3135	65	27	31	27	61
Media águila	911	4,36	3128	78	13	64	13	80
Plata. Dollar de 1795	875	26,93	190	57	5	13	5	50
Medio id	875	6,80	190	57	1	33	1	38
Dollar de 1795, de otra fabricacion	885	26,93	193	71	5	20	5	50
Medio id	903	13,44	197	65	2	56	2	75
Un cuarto de 1796	896	13,44	196	12	2	66	2	76
Dollar de 1798 de otra fabricacion	896	29,09	196	12	5	31	5	50
Medio id	889	13,49	194	77	2	62	2	75

(1) Algunas veces la tarifa de las monedas no lleva los cequines sin distincion de fecha sino hasta 944; sin embargo, los que indicamos aqui dan comunmente en el ensayo la ley de 996.

	MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
	Francia.		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Oro....	Pieza de 40 francos.......	900	12,90	3091		39	87	40	»
	Id. de 20....................	900	6,45	3091		19	93	20	»
	Luis de oro fabricado desde 1716 hasta 1785.......	896	» »	3076	03	23	55	»	»
	Luis de la fabricacion que empezó en 1785..........	901	» »	3094	43	23	55	»	»
	Piezas de Francia de toda fabricac. antes de 1726.	904	» »	3104	74	23	55	»	»
Plata.	Pieza de 5 francos.........	900	25	197		4	92	5	»
	Id. de 2 id.................	900	10	197		1	97	2	»
	Id. de 1 id.................	900	5	197		»	98	1	»
	Medio fr. ó 50 céntimos.	900	2,50	197		»	49	»	50
	Cuarto de fr. ó 25 cént.	900	1,25	197		»	24	»	25
	Esc. de 6 libs. desde 1726.	906	28,84	198	31	5	80	»	»
	Id. de 3 id.................	906	» »	198	31	2	75	»	»
	Pieza de 30 sueldos........	660	10,13	144	41	1	46	1	50
	Id. de 24 id...............	891	» »	194	65	1	0	»	»
	Id. de 15 id...............	660	5,6	144	41	»	73	»	75
	Id. de 12 id...............	901	» »	197	22	0	50	»	»
	Id. de 6 id. (1)...........	869	» »	189	05	0	25	»	»
	Genova.								
	Zequin.	995	3,45	3417	27	11	79	12	01
	Antiguo genovin de 100 lib. desde 1758 inclusive.	906	28,15	3111	61	87	59	88	97
	Nuevo genovin de 96 libs. desde 1781 inclusive.....	909	25,18	3121	91	78	61	79	77
Plata.	Escudo de banco de San Juan Bautista.............	910	20,77	199	19	4	14	4	17
	Madonina desde 1747 inclusive..................	826	4,51	178	53	0	81	0	85
	Georgia......................	858	5,80	186	33	1	08	1	09
	Escudo nuevo de S. Juan Bautista de 8 libras desde 1792..................	889	33,25	194	13	6	45	6	58
	Ginebra.								
Oro....	Pistolas nuevas.............	913	5,41	3135	65	16	96	17	14

(1) Los que tengan una gran cantidad de estas pequeñas monedas tendrán mas ventaja en hacerlas fundir atendiendo á que la fundicion les proporcionará mas utilidad que el cambio.

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.		Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Plata.	Patagones	840	27,04	181	95	4	92	»	»
	Hamburgo.								
Oro....	Ducado al legem imperii..	978	3,45	3358	89	11	59	11	86
	Ducado de Hamburgo.....	980	3,45	3365	76	11	61	11	86
Plata.	Pieza del sitio de Hamb.	968	14,16	211	88	3	0	»	»
	Risdal de banco	875	29,21	190	57	5	57	5	78
	Holanda.								
Oro....	Ducado	978	3,45	3358	89	11	59	11	93
	Ryder	913	9,95	3135	65	31	14	31	63
	Medio	913	4,95	3135	65	15	52	15	83
	Veinte florines del rey Luis (1808)	913	13,65	3135	65	42	80	43	14
	Diez florines id	913	6,20	3135	65	21	32	21	57
Plata.	Florines de 20 sueldos....	907	10,52	198	53	2	09	2	16
	Escalin, pieza de 6 sueld.	573	4,90	119	21	0	58	0	64
	Ducaton ó ryder	935	32,50	204	65	6	65	6	85
	Ducado ó risdal	858	28,10	186	33	5	24	5	48
	Japon (dudosas).								
Oro....	Antig. kobang de 100 mas.	850	17,60	2909	20	51	20	51	24
	Medio kobang de 50 mas..	850	8,60	2909	20	25	02	25	62
	Kobang nuevo	730	13,0	2490	80	32	38	32	69
	Medio id	730	6,50	2490	80	16	10	16	35
Plata.	Tigo-gin ó pieza de 40 mas.	900	72,0	197	0	14	18	14	40
	Medio id. de 20 id	900	36,0	197	0	7	09	7	20
	Un cuarto de 10 id	900	18,0	197	0	3	54	3	60
	Un octavo de 5 id	450	16,50	90	77	1	50	1	80
	Malta.								
Oro....	Luis de oro de Manuel de Rohan, gran maestre....	840	8,40	2873	73	24	14	24	79
Plata.	Escudos	830	12,11	179	53	2	17	»	»
	Mogol (dudosas).								
Oro....	Rupia del Mogol	908	12,32	3118	48	38	42	38	72
	Media id	908	6,16	3118	48	19	21	19	36

	MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Un cuarto (1).............	908	3,05	3118	48	9	51	9	68
	Pagoda ó creciente........	809	3,35	2764	76	9	26	9	46
	Pagoda de estrella........	798	3,35	2726	36	9	13	9	35
	Ducado de la compañía holandesa...............	978	3,45	3358	89	11	59	11	62
	Medio id..................	978	1,70	3358	89	5	71	5	81
Plata.	Rupia del Mogol...........	948	11,47	207	51	2	38	2	42
	Id. de Madrás.............	944	11,45	206	63	2	37	2	40
	Id. de Arcate.............	941	11,45	205	97	2	36	2	36
	Id. de Pondicheri.........	951	11,45	208	16	2	38	2	42
	Doble Fanon de las Indias.	940	3	205	76	0	62	0	63
	Fanon de las Indias.......	940	1,50	205	76	0	31	0	32
	Pieza de la compañía holandesa..................	830	13	179	53	2	33	2	40
	Milan.								
Oro....	Zequin....................	990	3,45	3400	10	11	73	12	04
	Dupia ó pistol de María Teresa....................	908	6,32	3118	48	19	71	»	»
	Id. de José II............	905	6,32	3108	17	19	64	19	87
Plata.	Escudo de lire sei, ó escudo de 6 libras...........	896	23,11	195	94	4	53	4	64
	Medio id..................	896	11,53	195	94	2	26	2	32
	Nuevo lire................	549	6,21	113	60	0	71	0	77
	Pieza de 30 sueldos del emperador Francisco II y de la república Cisalpina.	684	7,33	145	01	1	06	1	12
	Escudo de la república Cisalpina..................	896	23,16	175	94	4	53	4	64
	Napoles y Sicilia.								
Oro....	Escudos de 6 ducados de D. Carlos.................	871	8,76	2984	44	26	14	26	58
	Id. de 4 id...............	871	5,90	2984	44	17	61	17	72
	Id. de 6 id. de Ferd. IV...	871	8,82	2984	44	26	32	26	58
	Id. de 4 id...............	871	5,90	2984	44	17	61	17	72
	Id. de 2 id. (2)..........	871	2,87	2984	44	8	57	8	86
	Onza doble de Sicilia......	840	8,87	2873	73	25	49	26	85

(1) Aunque la tarifa de las monedas solo hace ascender estas piezas á 908, los ensayos producen comunmente la ley de 907.

(2) Estas piezas ofrecen mucha variacion en las leyes y en los pesos. Por lo regular tienen una ley mas baja que la que le indica la tarifa.

	MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Onza id.	840	4,41	2873	73	12	67	13	43
	Ducado antiguo de Nápoles de Carlos VI	899	21,78	3087	56	4	28	4	26
	Ducado nuevo de Fernando VI (1)	899	22,73	3087	56	4	47	4	26
	Onza de 3 duc. de Nápoles fabricada desp. de 1818.	996	3,79	3420	71	12	96	»	»
	Onza quintuple de 15 duc. de la misma fabricacion.	996	18,93	3420	71	64	82	»	»
	Onza décuple id.	996	37,87	3420	71	129	64	»	»
Plata.	Pieza de 12 carlines de Italia, antigua (2)	882	» »	192	25	»	»	»	»
	Id. nueva, desde 1786	833	27,51	180	23	4	96	4	97
	Escudo de plata de 12 tarines de Fernando IV	823	27,30	177	83	4	86	5	10
	Parma.								
Oro....	Doble pistola antigua de Plasencia	905	13,17	3108	17	40	93	41	89
	Cequin	990	3,45	3400	10	11	73	11	95
	Pistola antes de 1786	880	7,40	3017	10	22	33	23	01
	Pistola desde 1786	880	7,10	3017	10	21	42	21	92
Plata.	Ducado de 1784 y 1796	896	25,65	195	94	5	03	5	18
	Pieza de 3 libras desde 1790 (3)	826	3,51	178	53	0	63	0	68
	Persia (dudosas).								
Oro....	Rupia	970	11,5	3331	41	36	64	36	75
	Media	970	5,50	3331	41	18	32	18	38
Plata.	Doble rupia de 5 abasis	970	22,90	212	32	4	87	4	90
	Rupia de 2 1/2 abasis	970	11,45	212	32	2	43	2	45
	Abasi	970	4,50	212	32	0	96	0	97
	Marmondi	970	2,25	212	32	0	48	0	49
	Larin	970	4,80	212	32	1	02	1	03
	Portugal.								
Oro....	Moneda de oro de 4800 reis.	914	10,73	3139	08	33	68	33	96

(1) La tarifa de las monedas admite los ducados nuevos y viejos á la misma ley. Sin embargo, los primeros solo tienen la de 840.
(2) El peso de estas piezas varía de 24 granos 86 á 25 granos 39.
(3) La ley del ducado de 1784 no es tan cierta como la del de 1796.

	MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y de afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Media id. de 2,400 reis...	914	5,36	3139	08	16	83	16	98
	Cuarta id. de 1,200 id....,	914	2,60	3139	08	8	16	8	49
	Media dobla de Lisboa ó portuguesa de 6,400 id..	914	14,29	3139	08	44	85	45	27
	Media id. de 3,200 id......	914	7,12	3139	08	22	35	22	64
	Pieza de 16 testones de 1,600 id..................	914	3,55	3139	08	11	14	11	32
	Id. de 12 id. de 1,200 id.	914	2,60	3139	08	8	16	8	02
	Id. de 8 id. de 800 id.....	914	1,75	3139	08	5	49	5	66
	Cruzados de 480 id.........	914	1,05	3139	08	3	30	3	30
Plata.	Cruzado nuevo de 480 id.	896	14,61	195	94	2	86	2	98
	Prusia.								
Oro....	Doble Federico de 1769...	897	13,33	3079	77	41	05	41	61
	Sencillo id. de 1778.......	897	6,69	3079	77	20	60	20	80
	Medio........................	897	3,35	3079	77	10	32	10	40
	Sencillo id. de 1798 (1)...	897	6,64	3079	77	20	45	»	»
	Ducado.....................	978	3,45	3358	89	11	59	11	77
Plata.	Escudo ó risdal de Prusia de 24 gros buenos........	743	22,20	158	83	3	53	3	72
	Medio id. ó 12 id. id......	743	11,10	158	83	1	76	1	86
	Risdal de convencion.....	830	28,05	179	53	5	04	5	20
	Ragusa.								
Plata.	Talaro antiguo llamado ragusina...................	583	28,47	121	53	3	46	3	90
	Medio id....................	588	14,50	122	65	1	78	1	93
	Talaro nuevo de 1774.....	576	28,52	119	88	3	42	3	92
	Otro de 1794...............	597	29,11	124	75	3	63	3	92
	Ducado......................	461	13,60	93	31	1	27	1	37
	Rusia.								
Oro. ..	Ducado del águila esparcido en Rusia..............	973	3,45	3341	71	11	53	11	79
	Ducado de la cruz de san Andrés.....................	965	3,40	3314	24	11	27	11	59
	Duc. ó pieza de 5 rublos								

(1) Los Federicos de 1800 son de la misma ley y del mismo peso que los de 1769 y 1778.

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.		Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	papel moneda.............	973	4,30	3341	71	14	57	»	»
	Imperial de 10 rub. 1756..	915	16,41	3142	52	51	57	52	38
	Medio de 5 rublos 1756...	915	8,18	3142	52	25	71	26	19
	Imperial de 10 id. 1762...	915	13,07	3142	52	41	07	41	29
	Medio id. de 5 id. 1763...	915	6,53	3142	52	20	52	20	65
Plata.	Rublo de 100 coppecks de 1750 a 1762...............	788	25,50	169	43	4	33	4	61
	Id. de 100 id. desde 1798.	870	20,93	189	33	3	96	4	08
Cerdeña.									
Oro....	Carlino desde 1768.......	890	16,04	3053	78	48	98	49	33
	Medio id....................	890	8,02	3053	78	24	49	24	67
	Escudo doblilla............	890	3,19	3053	7	9	74	9	88
Plata.	Escudo desde 1768.........	896	23,48	195	94	4	60	4	70
	Medio id....................	899	11,74	196	73	2	31	2	35
	Cuarto de id...............	896	5,84	195	74	1	14	1	18
Saboya y Piamonte.									
Oro....	Cequin de la Annonciada.	986	3,45	3386	38	11	68	11	95
	Escudos antiguos del Piamonte....................	892	6,64	3061	17	20	33	»	»
	Escudos nuevos de Carlos Emanuel III desde 1755, y de Victor Amadeo de 1773.........................	902	9,61	3097	87	29	77	30	02
	Escudos nuevos de Victor Amadeo III de 1786, y del reino de Carlos Emanuel III..................	902	9,08	3097	87	28	13	28	46
	Carlino de C. Emanuel II.	902	48,12	3097	87	149	07	150	
	Id. de Victor Amadeo III..	902	45,52	3097	87	141	02	142	30
	Medio id....................	902	22,73	3097	87	70	41	71	15
Plata.	Escudo de 6 libras desde 1775.......................	903	35,10	197	66	6	94	7	07
	Medio id....................	903	17,50	197	66	3	46	3	56
	Un cuarto de id. ó 15 sueldos........................	903	8,76	197	66	1	73	1	76
	Un octavo ó 15 sueldos...	903	4,30	197	66	0	85	0	88
Suecia.									
Oro....	Ducado......................	975	3,45	3348	58	11	55	11	70

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y de afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Medio ducado	975	1,70	3348	58	5	69	5	85
Un cuarto de id	975	0,85	3348	58	2	84	2	93
Plata. Risdal de 48 escallins ó schellings de 1720 a 1802.	899	29,30	196	73	5	76	5	76
Dos tercios de risdal ó doble moneda de 32 schel.	899	19.50	196	73	3	84	3	84
Un tercio ó 16 schel. (1).	899	9,70	196	73	1	91	1	92
Suiza.								
Oro.... Pieza de 32 franken suizos.	901	15,24	3094	43	47	16	47	42
Id. de 16	901	7,60	3094	43	23	52	23	71
Doble ducado de Zurich...	974	6,91	3345	15	23	11	»	»
Ducado de Berna	974	3,45	3345	15	11	54	»	»
Pistola nueva de Berna...	901	7,60	3094	43	23	52	23	71
Plata. Pieza de 48 batz ó escudo desde 1797, república helvética	899	29,48	196	73	5	80	6	0
Medio id	899	29,48	196	73	2	89	3	0
Pieza de 4 franken ó escudo de 1799, república helvética	899	29,48	196	73	5	80	6	0
Id. de 4 franken de 1801..	896	29,48	195	94	5	78	6	0
Doble escudo de Bâle de fabricacion antigua	868	57,47	188	81	10	85	12	0
Escudo de id	865	28,26	188	07	5	31	6	0
Medio escudo ó florin id. .	868	14,08	188	81	2	66	3	0
Esudo nuevo de Bâle	840	25,81	181	93	4	70	»	»
Toscana.								
Oro.... Ruspon ó 3 cequines de lis	993	10,40	3410	40	35	43	36	04
Un tercio id. ó cequin de lis.	993	3,45	3410	40	11	73	12	02
Medio cequin	993	1,70	3410	40	5	79	6	0
Cequin con busto	991	3,45	3403	53	11	74	12	02
Pistola	918	13,38	3133	63	41	93	»	»
Rosina	892	6,85	3061	17	20	97	21	54
Media id	892	3,45	3061	17	10	56	10	77

(1) Aunque la tarifa de las monedas hace subir estas tres piezas á 899, no se fabrican, sin embargo, sino a la de 878. Por lo regular dan en el ensayo la de 875.

MONEDAS DE ORO Y DE PLATA.	Ley de cada pieza.	Peso de cada pieza.	Valor sin los gastos de fabricacion y afinacion. Del kilógrama.		De la pieza.		Valor de la pieza que tiene el peso y la ley.	
		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Plata. Francescone de 10 Pablos, livursina, piastra á la rosa, talaro, leopoldino y escudo de 10 Pablos.....	906	27,30	198	51	5	41	5	61
Pieza de 5 Pablos.........	906	13,65	198	31	2	71	2	81
Turquia (dudosas).								
Oro.... Cequin zermabhould del sultan Abdul-Hamet, de 1187 (1773)............	958	4,94	3290	20	16	26	8	72
Cequin fondoukli de Selim III, de 1203 (1778, 1789).....................	799	3,45	2729	84	9	42	9	80
Medio id..................	805	1,65	2750	78	4	54	4	80
Cequin del Cairo id........	682	2,55	2325	67	5	93	»	»
Id. zerm. de Selim III....	819	2,34	2799	78	6	55	»	»
Id. fondoukli..............	996	» »	3420	71	»	»	»	»
Plata. El altmichlec, de 60 paras de Abdul-Hamet, desde 1771.....................	552	26,77	114	36	3	06	»	»
Grouch, piastra de 50 paras ó 120 aspres, desde 1771.....................	556	18,64	115	24	2	51	»	»
Piastra de 40 paras de Selim III..................	486	13,17	99	04	0	30	»	»
Venecia.								
Oro.... Cequin....................	996	3,45	3420	71	11	80	12	0
Medio......................	996	1,70	3420	71	5	81	6	0
Osella.....................	996	13,97	3420	71	47	78	»	»
Ducado.....................	996	2,18	3420	71	7	46	7	49
Pistola....................	908	6,75	3118	48	21	05	21	36
Plata. Ducado efectivo de 8 libras pequeñas (1).............	813	22,63	175	43	3	97	4	18
Escudo de cruz.............	947	31,39	207	29	6	51	6	70
Justicia ó ducado..........	948	27,50	207	51	5	71	5	91
Talaro.....................	830	28,68	179	53	5	21	5	32
Osella.....................	948	9,77	207	51	2	03	2	07

(1) Aunque la tarifa de las monedas no hace ascender estas piezas sino hasta 813, se obtiene comunmente por el ensayo la ley de 830.

NOTA. Un franco equivale á 3,8 reales.

CAPITULO XX.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE HIERRO.

2781. La parte consagrada á la bibliografía del metal, cuya historia se encuentra espuesta en los capítulos precedentes, nunca ocupa un espacio muy considerable; no ha parecido necesario el disponer los artículos en un órden sistemático. No se halla en el mismo caso el hierro y sus diversos productos. Los artículos y las obras especiales que vamos á citar son tan numerosas, que es necesario disponerlos en un órden determinado para que se encuentre con facilidad cada objeto, sin que sean necesarias largas investigaciones. No tenemos por objeto el trazar aqui una biblografía completa del hierro, sino solamente dar al lector un cuadro de las obras generales y de las memorias mas importantes que se encuentran en los escritos franceses. La obra de M. Karsten suministrará unos datos mas estensos, sobre todo para las obras estrangeras, á las personas que se hallen en la precision de adquirirlos.

Tratado general sobre el hierro.

Manual *de la metalurgia del hierro*; por M. Karsten-Metz 1830, *segunda edicion*, tomo III en octavo, traduccion de M. Culman.

Siderotecnia; por M. Hassenfratz.

Historia del hierro; por M. Rinmann.

Del hierro; por Swendemborg.

Nuevo *arte de dulcificar el hierro fundido y de hacer*

obras de este tan finas como de hierro forjado; por Reaumur. Paris 1722.

Memorias *de física sobre el arte de fabricar el hierro*; por Gignon. París 1775.

Arte *de las forjas*; por Curtibron y Boucher.

Arte *de fabricar los cañones*; por Monge. París 1789.

Viajes *metalúrgicos*; por Jars.

Viaje *metalúrgico en Inglaterra*; por los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont.

Tratado *del hierro y del acero*; París 1808.

Generalidades.

Observaciones *sobre el tratamiento de los minerales de hierro en la fundicion*; por Duhamel. *Memorias de la Academia de ciencias* 1786, página 456.

Relaciones *sobre las pruebas á que han sido sometidas unas muestras de diferentes hierros franceses. Diario de minas*, tomo X, página 923 y 937.

Noticia *sobre diversos procedimientos propios para corregir los defectos de ciertos hierros, aceros y fundiciones*; por M. Levasseur. *Diario de minas*, tomo XI, página 239.

Influencia *del manganeso en la produccion del hierro en grande*; por M. Stiinknel. *Diario de minas*, tomo XVI, página 173.

Nota *sobre un procedimiento empleado con buen éxito para purificar el hierro quebradizo en frio. Diario de minas*, tomo XVII. pagina 321.

Analisis *de la mina de hierro espático; por* M. Drapier. *Diario de minas*, tomo XVIII, página 47.

Analisis *de algunas minas de hierro de la Borgoña* y *de*

la Franche-Comté, de los hierros, fundiciones y escorias que provienen de ellas; por Bauquelin. *Diario de minas*, tomo XX, página 381.

NUEVAS *observaciones sobre el hierro espático*; por M. Collet. Descostills. *Diario de minas*, tomo XXI, página 277.

ANALISIS *de algunos minerales de hierro y productos del horno de Crensot;* por M. Guenibeau. *Diario de minas*, tomo XXII, página 439.

ANALISIS *de algunos productos de forjas y de altos hornos*; por M. Berthier. Diario *de minas*, tomo XXIII, página 177.

ESTRACTO *de la memoria de M. Mouchel sobre la fabricacion del alambre de hierro y del acero. Diario de minas*, tomo XXII, página 63.

ANALISIS *de los minerales de hierro del valle de los arcos* (departamento del Lot), *y de las escorias de las forjas que alimentan*; por M. Berthier. *Diario de minas*, tomo XXVII, página 193.

ANALISIS *de los minerales de hierro de las cercanías de Brunniquel* (departamento del Tarn y de Tarn Gerona), *y de los productos del alto horno que alimentan*; por M. Berthier. *Diario de minas*, tomo XXVIII, página 101.

NOTICIA *sobre la presencia del zinc y del plomo en algunas minas de hierro en granos, de la Borgoña y de Franche-comté*; por M. Lechevin. *Diario de minas*, tomo XXXI, página 43.

ESTRACTO *de un discurso sobre la historia de la fabricacion y del comercio del hierro en Suecia pronunciado en la academia de ciencias de Stockholmo*; por M. Em. Swedemtierna. *Diario de minas*, tomo XXXIII, página 267.

OBSERVACIONES *sobre la construccion y la conduccion del*

fuego de dos pequeños hornos de reverbero unidos por una sola chimenea, y destinados á refundir cada uno de 500 á 600 *libras de fundicion de hierro*; por M. Duhamel. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo II, página 129.

Principios *del arte de hacer la hojadelata*; por Reaumur. *Memoria de la academia de ciencias*, año de 1725, página 102.

Descripcion *de los procedimientos que se emplean en la fabricacion de la hojadelata*; por Samuel Parkes. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IV, página 635 y tomo VI, página 337.

Sobre *la fabricacion de Moaré metálico. Anales de minas*, série 1.ª, tomo IV, página 649.

Nota *sobre dos hornos nuevos inventados por* M. S. Hunt *para el tratamiento del hierro. Anales de minas*, série 1.ª, tomo VIII, página 195.

Sobre *la fundicion de hierro de Ancy-le-Frac*, (Yonna); por M. Berthier. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IX, página 318.

Noticia *sobre los ingenios de hierro de la Silesia superior*; por M. Manés. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo XI, página 231.

Hay algunas de estas en que se hace uso de la ulla y otras del carbon de leña.

Influencia *de la temperatura sobre las propiedades de los productos obtenidos de los minerales de hierro fundidos en un horno alto.* Anales de minas, série 2.ª, tomo I, página 209; por M. Karsten.

Nota *sobre la diferencia del consumo que se verifica en produccion de la fundicion blanca ó de la produccion gris*; por M. Fournet. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo III, página 69.

Ensayos *sobre la raduccion de las escorias de las forjas y de los minerales de Nassan y de Leybach por medio de los hornos de reverbero*; por M. Marguerin. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo III, página 73.

De la formacion *de la fundicion blanca laminosa propia para la fabricacion del acero*, etc.; por M. Stengel. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo IV, página 245.

Sobre *las escorias de forja y su influencia en la afinacion de la fundicion de hierro*; por M. Sefstroem. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo IV, página 440.

De la produccion *y afinacion de la fundicion que proviene de los minerales fosforosos*; por M. Karsten. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo IV. página 483.

Sobre *el tratamiento directo de los minerales de hierro*; por M. Moisson-Desroches. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 125.

Investigaciones *sobre algunas arcillas que se emplean en los ingenios de hierro*, tomo XII, página 293.

Analisis *de las escorias de afinacion del hierro y de su accion sobre la arcilla refractaria al calor del soplete de gas oxígeno*, tomo 12, página 311.

Forjas catalanas.

Memoria *sobre las forjas catalanas*; por Tronson Ducondray, París 1775.

Tratado *Sobre las minas de hierro y las forjas del pais de Foix*; por la Lapeyrouse.

Tratado *de las forjas catalanas*; por Mutthuou Turin 1808.

Relacion *sobre las forjas de los paises conquistados en*

España; en los Pirineos occidentales. Diario de minas, tomo II, número 11, página 1.ª

Observaciones *sobre una mina de hierro en arena que se encuentra en las cercanías de Nápoles y sobre el empleo que se ha hecho de ella en la forja de Avellino. Diario de minas*, tomo III, página 17, número 15.

Observaciones *sobre el empleo de carbon de ulla en el tratamiento del mineral de hierro en la forja catalana*; por M. Blavier. *Diario de minas*, tomo XIX, página 135.

Sobre *la forja catalana de Monsegou. Diario de minas*, tomo 27, página 181.

Ensayo *de los minerales de hierro de Allevard (departamento del Isere) en las forjas catalanas del departamento de Larriega. Diario de minas*, tomo 38, página 132.

Memorias *sobre las forjas catalanas de Pinsot, situadas en las circunferencias de Grenoble*; por M. Emilio Gueymard. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo I.

Examen *del hierro forjado por los negros de Fouta diallon (Alto Senegal) y de los minerales de que le estraen* por M. Berthier. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo V, página 129.

Memoria *sobre las dos forjas catalanas de Gincla y de Sahorra*, por M. Combes. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IX, página 329.

Noticia *sobre la fabricacion de hierro en Córcega* por M. Sagey. *Anales de minas*, série II, tomo IV, página 121.

Altos hornos y forjas al carbon de leña.

Estracto *de una relacion sobre las forjas y los altos hornos de Belfort (Alto Rhin). Diario de minas*, tomo VII, número 37, página 67.

Estracto *de una relacion sobre los ingenios de Andicourt. Diario de minas*, tomo XIII, página 148.

Sobre *la fabricacion del hierro y del acero en las forjas de la Styria, por* M. Rambourg. *Diario de minas*, tomo XV, página 271, 380 y 436.

Estracto *de una memoria sobre el modo de fabricar los ejes de artillería en la fábrica de Haberg cerca de Sarrebruck*; por M. Heron de Villefose. *Diario de minas*, tomo XV, página 415.

De la preparacion *de los ladrillos de escorias en las fundiciones de Suecia. Diario de minas*, tomo XVI, páginas 419 y 427.

Memoria *sobre las minas de hierro y sobre las forjas del departamento de Monteblanco*; por M. Leliebre. *Diario de minas*, tomo XVII, página 123.

Metodo *usado en Suecia para secar y calentar un horno alto antes de dar principio á una fundicion. Diario de minas*, tomo XVII, página 381.

Nota *sobre un procedimiento particular usado en el Eiffel para afinar la fundicion*; por M. de Bonnard. *Diario de minas*, tomo XVII, página 455.

Sobre *la preparacion que se hace sufrir á la fundicion en los altos hornos del Eiffel*; por M. Karsten. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo XI, página 299.

Memoria *sobre los ingenios que se emplean en la fabricacion del hierro en el departamento de Cher. Diario de minas*, tomo XXVI, páginas 241 y 321.

Memoria *sobre una perfeccion del método llamado bergamasca para afinar la fundicion*; por M. Gueymard. *Diario de minas*, tomo XXXIII, página 327.

Descripcion *de las minas de hierro de las cercanías de*

Bergzabern (*Bajo Rhin*); por M. Calmelet. *Diario de minas*, tomo XXXV, página 215.

NOTICIA *sobre las minas de hierro y los fogones de Framont y de Rothau*; por M. Elie de Beaumont. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo VII, página 521.

NOTA *sobre un procedimiento de afinacion seguido en el sud del principado de Galles*; por los señores Perdonnet y Coste. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo V, página 173.

NOTICIA *sobre la situacion de algunos minerales de hierro de la Bélgica, y sobre los productos que se han obtenido en ellos en la fundicion*; por M. Boüesnel. *Diario de minas*, tomo XXXV, página 361.

ENSAYOS *practicados en Bergen, en Baviera, sobre el empleo de la turba cruda para el tratamiento de los minerales de hierro en los altos hornos*; por M. Wagner. *Diario de minas*, tomo XIV, páginas 194 y 302.

NOTA *de M. Wagner sobre un ensayo practicado con la turba en una fundicion de hierro*; por Lampadius. *Diario de minas*, tomo XV, página 104.

ENSAYO *practicado en una fundicion de hierro del Tirol con turba carbonizada y sin carbonizar. Diario de minas*, tomo XV, página 186.

Método inglés.

NOTICIA *sobre el tratamiento de los minerales de hierro con el carbon de ulla en los altos hornos de Creusot. Diario de minas*, tomo XIV, página 159.

NOTICIA *sobre la fundicion de hierro de Gleiwitz en la Alta Silesia*; por J. F. Duabuisson. *Diario de minas*, tomo XIV, página 455.

MEMORIA *sobre el empleo de la ulla bruta en las diversas operaciones de la fabricacion del hierro*; por M. Rozier. *Diario de minas*, tomo XVII, páginas 35 y 225.

MEMORIA *sobre los procedimientos empleados en Inglaterra para el tratamiento del hierro por medio de la ulla*; por M. de Bonnard. *Diario de minas*, tomo XVII, página 245.

MEMORIAS *sobre los minerales de hierro ó las ulleras, ó hierro carbonatado litoideo*; por M. Gallois. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo III, página 517.

PROCESO VERBAL *de los ensayos practicados sobre los minerales de hierro que provienen de los fosos de carbon de tierra de Anzin y de Fresnes*; por los señores Clerc y Tournelle. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IV, página 345.

ESTRACTO *de una relacion del Consejo general de minas sobre los minerales de hierro de las ulleras de Anzin y sobre los ensayos en grande que se han ejecutado*; por los señores Clerc y Tournelle. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IV, página 353.

ENSAYOS *y análisis de un gran número de minerales de hierro procedentes de las ulleras de Francia*; por M. Berthier. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IV, página 359.

FABRICACION *de la fundicion y del hierro en Inglaterra*; por los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo I, página 353, y tomo II, páginas 3 y 177.

NOTICIA *sobre el tratamiento del hierro por la ulla practicado en Inglaterra*. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IV, página 561.

MEMORIA *sobre la mina de hierro de la Voulte (departamento de la Ardéche*; por los señores Thirria y Lamé. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo V, página 325.

DESCRIPCION *de un horno de tostion para el mineral de hierro empleado en Creuzot y en Viena*; por los señores Thirria y Lamé. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo V, página 391.

MEMORIA *sobre la fabricacion de la fundicion y del hierro en Inglaterra*; por los señores Coste y Perdonnet. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo V, páginas 255 y 455, y tomo VI, página 29.

NOTA *sobre las fábricas de fundicion de Inglaterra*; por los señores Coste y Perdonnet. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 83.

MEMORIA *sobre un procedimiento inventado en Inglaterra para convertir toda clase de fundicion en escelente hierro forjado*; por Ch. Coquebert. *Diario de minas*, tomo I, número 6, página 27.

SOBRE *un hecho observado en la fundicion de Bourth (Eure)*. *Diario de minas*, tomo I, número 6, página 38.

ESPERIMENTOS *practicados en grande sobre la fundicion en un horno de reverbero*; por Lampadius. *Diario de minas*, tomo XVI, página 293.

Esta nota es relativa á los ensayos practicados con leña.

NOTA *sobre los ensayos practicados en Couvin con el objeto de emplear la cal para hacer el suelo de los hornos á propósito para el uso de la leña*; por M. H. de Villeneuve. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo IV, página 498.

NOTICIA *sobre la fabricacion con turba*; por M. Alex. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo V, página 177.

FABRICACION *con la antracita ejecutada en Vicille (Isére) en 1818*; por M. Robin. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 109.

SOBRE *el afinado de la fundicion con leña en el horno de*

reverbero y de la afinacion con ulla; por M. Coste. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 290.

Aceros.

El arte *de convertir el hierro forjado en acero*; por Reaumur. París, 1722.

Estracto *de una memoria sobre la fabricacion de los aceros de fundicion del departamento del Isére comparado al del departamento de la Nièvre y al de Carinthia. Diario de minas*, tomo I, número 4, página 3.

Relacion *de Guyton y Darcet relativa á los resultados de los esperimentos de Clonet sobre los diferentes estados del hierro y la conversion del hierro en acero fundido.* Diario de minas, tomo VIII, número 45, página 703.

Resultados *de los esperimentos sobre los diferentes estados del hierro*; por Clouet. Diario *de minas*, tomo IX, página 3.

Observaciones *sobre el modo de producir los aceros fundidos, y sobre los hornos que convienen para esta operacion. Diario de minas*, tomo IX, página 9.

Sobre *la fabricacion del hierro y del acero con la ulla segun los procedimientos de M. William Reynolds. Diario de minas*, tomo XIII, página 52.

Memoria *sobre la preparacion del acero y de la fabricacion de las guadañas en Stiria y en Carinhia.* Diario de minas, tomo 13, páginas 194 y 208.

Sobre *la fabricacion de las guadañas en Francia.* Idem, páginas 218.

Notas *sobre la conversion del hierro en acero en crisoles*

cerrados, que contienen carbon sin el contacto de ninguna otra sustancia; por M. Muschett, *y sobre la facil fusion del hierro*; por M. Collet-Descotils. *Diario de minas*, tomo XIII, página 421.

Fabricacion *del acero de las guadañas y de las sierras en el pais de Berg. Diario de minas*, tomo XIII, página 457.

Instruccion *sobre la fabricacion de las láminas llamadas de* Damasco. *Diario de minas*, tomo XV, página 421.

Resultado *de un esperimento que se ha practicado con el acero fundido fabricado por los señores Poncelet. Diario de minas*, tomo XXV, página 35.

Noticia *sobre las fábricas de aceros del departamento del Isére. Diario de minas*, tomo XXXII, página 394.

Memoria *sobre los aceros de Rives y del departamento del Isére. Diario de minas*, tomo XXXVI, página 161.

Sobre *el trabajo del acero. Anales de minas*, série 1.ª, tomo V, página 247.

Descripcion *de un procedimiento por el cual se obtiene una especie de acero fundido semejante al de las láminas adamascadas del Oriente*; por M. Bréant. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo IX, página 319.

Sobre *las láminas adamascadas*; *estracto de una relacion de M. Hericart de Thury. Anales de minas*, série 1.ª, tomo V, página 421.

Esperimentos *sobre las aleaciones del acero practicados con el objeto de perfeccionarle*; por los señores Stodar y Faraday. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo V, página 265.

Nota *sobre la soldadura del acero fundido, y de la fundicion de hierro*; por M. Th. Gill. *Anales de minas*, série 1.ª, tomo VI, página 621.

Sobre *los aceros adamascados de M. Sir-Henry, estrac-*

tada de una relacion de M. Hericart de Thury. Anales de minas, série 1.ª, tomo VII, página 553.

Fabricas *de acero en Persia. Anales de minas*, série 1.ª, tomo VII, página 591.

Sobre *el uso de los baños metálicos para templar el acero. Anales de minas*, série 1.ª, tomo VII, página 601.

Medios *de dulcificar el acero. Anales de minas*, série 1.ª, tomo VII, página 611.

Metodo *perfeccionado para fundir el acero*; por M. Needham. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo I, página 62.

Nota *sobre la fabricacion del acero en Sheffield en el Yorkshire*; por los señores Coste y Perdonnet. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 105.

Descripcion *del procedimiento de fabricacion del acero de forja en Siegen, gran ducado del Rhin*; por M. de Stengel. *Anales de minas*, série 2.ª, tomo VI, página 337.

2785. Seria inútil en la actualidad el hacer sobresalir la importancia de la esplotacion del hierro; el cuidado que ponen todas las naciones civilizadas en asegurarse unos medios regulares de produccion con respecto á este metal, prueba suficientemente cuánto interesan sus aplicaciones á toda la economía social. Se diferencia el hierro de los metales preciosos en que estos últimos solo se consideran como medio de cambio y como signos representativos de la riqueza, mientras que el primero es el agente mas necesario para su creacion. Si se entiende por riqueza de un pais los medios que posee de sustentar á una poblacion numerosa suministrándola todos los beneficios de la civilizacion, es evidente que el hierro debe colocarse en el primer lugar entre los agentes creadores de la riqueza; él es el que sirve para producir los instrumentos que se emplean en la agricultura, las

máquinas para la fabricacion de las telas y para construir todos los aparatos de trasporte para conducir á los hombres y á las mercancías. Puede decirse sin exageracion que en casi todas las transacciones de la vida el oro se cambia por el hierro.

El hierro debe estas ventajas en gran parte á su abundancia sobre la superficie del globo, que permite prodigarle en todas las aplicaciones industriales, mientras que los otros metales, y el bronce por ejemplo que entre los antiguos jugaba el papel que en la actualidad desempeña el hierro, no pueden emplearse sino en casos reservados y en unos límites muy reducidos comparativamente al hierro. Ademas, es bien sabido que el hierro posee cualidades especiales; que la fundicion de hierro, y el acero sobre todo, son unos cuerpos que seria imposible reemplazar en la actualidad en sus aplicaciones económicas.

Atendiendo á todos estos privilegios no temeríamos el parecer demasiado prolijos en la esposicion de las operaciones que conciernen á la metalurgia del hierro á pesar de existir obras especiales sobre esta materia. Pero como estas obras se hallan en manos de todos los que se ocupan de esta industria, nuestro objeto debe ser en este lugar, mas bien que el de esponer una historia completa, el presentar bajo un cuadro la reunion de los hechos y de las consideraciones relativas á este metal.

2786. Los productos que se originan de la esplotacion del hierro son tan complicados, que es necesario buscar el medio de formarse una idea general y exacta de ellos antes de penetrar en su estudio especial. Vamos á reasumir aqui los hechos principales que se desarrollarán mas adelante, y á esponer el órden en que se han clasificado.

Está al poco mas ó menos demostrado, que los primeros ensayos que se han intentado sobre los minerales de hierro no han tenido buen éxito sino cuando se han verificado sobre minerales muy ricos y casi puros. Calentando estos minerales con carbon, se reducen con facilidad, y si la temperatura está elevada lo suficiente, el hierro se combina con el carbon, produciendo de esta manera, bien sea fundicion y acero, bien hierro dulce, segun las proporciones de carbon que entran en el compuesto. Este método, que todavía está puesto en uso en la actualidad en las forjas catalanas, es el mas sencillo y el mas espedito, pero tambien el que se ejecuta en escala mas pequeña. No es por otra parte aplicable sino á los minerales poco comunes; pero con los minerales convenientes suministra buenos aceros y escelentes hierros. Seria mas dificil y menos ventajoso el producir la fundicion; por lo tanto esta operacion no se ejecuta jamás.

Swedenstierna se adelanta mas, porque supone, segun unos hechos reales, que las primeras esplotaciones se han podido ejecutar por medio de la leña y por una simple tostion en montones encajonados, animando la combustion por medio de un fuelle. Asi es, que el hierro llamado osmund en Suecia, fue producido durante mucho tiempo, y existen tal vez aun en este pais pequeñas forjas catalanas que se calientan con leña natural, y cuya combustion solo se escita por medio de un simple fuelle de mano. Hace pocos años que Swedenstierna ha observado algunas de estas en las provincias interiores de la Suecia.

2787. Cuando los minerales no son tan puros, es muy dificil el soldar las moléculas de hierro que han pasado al estado metálico en tanto que se encuentran diseminadas en la materia terrosa que las acompaña. Los procedimientos del

lavado que permiten por otra parte enriquecer á voluntad la materia metálica serian en este caso poco practicables, porque el mineral de hierro tiene generalmente una densidad muy pequeña, y se reduce por la accion del bocarte en polvo muy fino; circunstancias que bastarian para desechar un lavado si el gasto que exigen no le hiciese por sí mismo casi impracticable.

En semejante caso es necesario, pues, recurrir á una reduccion seguida de una fundicion general que permite separar al metal fundido y á las tierras vitrificables segun sus densidades respectivas. No siendo el hierro fusible sino á una temperatura estremadamente elevada, hubiera ofrecido esta operacion grandes dificultades si el calor que se necesita para vitrificar las tierras no hubiera sido suficiente para determinar la combinacion del hierro y del carbon, de manera que se produjera la fundicion, cuya materia es mucho mas fusible que el hierro puro. Asi, el tratamiento de los minerales de hierro mas comunes origina inmediatamente una escoria terrosa que se desecha, y una fundicion en que se halla concentrado todo el hierro. Pero la fundicion por sí misma es ya un producto susceptible de aplicaciones variadas y muy importantes, y aun cuando la esplotacion se detuviera en este punto, los resultados obtenidos serian inmensos.

Ademas, la fundicion puede considerarse como un nuevo mineral de hierro, y como un mineral de los mas ricos, lo que permite advertir, como sometiéndola á los métodos que se emplean en las forjas catalanas se puede llegar inmediatamente á convertirla en hierro. Basta para esto el calentarla al contacto del aire y á una temperatura suficiente para determinar la combustion del carbon que contiene. El

hierro que queda entonces en partículas mas ó menos voluminosas puede soldarse sin dificultad, porque estas partículas ya no estan mezcladas con una gran cantidad de materias terrosas.

Teniendo presente que el hierro del comercio apenas contiene señales de carbon, que el acero contiene un poco mas y que la fundicion posee mucho mas todavia, y acordándose ademas que el hierro no es por decirlo así fusible en los hornos que se emplean en grande, el acero puede fundirse muy bien en ellos, y la fundicion todavia mejor y se tiene la clase de todos los procedimientos tomados en su aspecto mas general.

2788. En la esplotacion del hierro asi como en la del platino se utiliza la propiedad que posee este metal de soldarse directamente, y sin intermedio, á una temperatura elevada. En la imposibilidad que hay de fundirle para covertirle en rieles, se forja la masa esponjosa que resulta del tratamiento á un calor blanco que permite á las porciones aisladas de metal el soldarse entre sí. Concebida esta circunstancia esencial del tratamiento se formará fácilmente la série de las ideas que ha dirigido á muchos metalurgistas en los ensayos que han intentado para obtener el hierro por un procedimiento directo aplicable á todos los minerales. Si siguiéramos la comparacion hecha anteriormente, diriamos que habian querido imitar los fenómenos que se presentan en el tratamiento del platino. Asi como este último metal, á pesar de no ser fusible puede trasformarse en rieles sin pasar por el estado de arseniuro fusible por el solo efecto de la soldadura, asi se ha imaginado que el hierro una vez reducido podria soldarse sin necesidad de convertirle en fundicion.

La reduccion del hierro por el carbon ó hidrógeno car-

bonado es muy facil; esta se efectúa al primer grado rojo y por consecuencia á una temperatura mucho mas inferior que la que se necesita para la fusion de las tierras y para producir la fundicion. Se puede por lo tanto reducir el óxido de hierro puro en hierro maleable, calentándole con una dósis conveniente de carbon ó en una corriente de gas hidrógeno carbonado. El hierro obtenido por este medio se dejará forjar inmediatamente con tal que se tomen las precauciones necesarias para evitar el que se desmenucen las masas obtenidas.

Pero si este procedimiento puede obtener algun cambio con los óxidos de hierro puros ó casi puros se concibe que la presencia de las gangas en gran cantidad le harian impracticable, y que las minas de hierro mas comunes escaparian á su aplicacion. Se han propuesto diversos medios para remediar este inconveniente ; pero distan mucho de ofrecer los resultados que se desean.

2789. Si bajo este punto de vista ha resistido la esplotacion de hierro á las esperanzas de mejora que se ha podido concebir , estos últimos años han sido notables por ensayos de una alta importancia. Los métodos de calentar prometen ser mas económicos, por una parte empleando el aire caliente en los altos hornos, y por otra empleando la leña natural en los mismos aparatos. Es necesario adherirse á estas ideas y perfeccionar su aplicacion; porque parece que en la industria del hierro el fuego será largo tiempo el único agente verdaderamente aplicable, y deberá reemplazar á todos los otros medios que el metalurgista pone en práctica para los metales que ya hemos estudiado.

El resúmen que precede nos indica las divisiones naturales de este capítulo; vamos á presentarlas aqui para dar una idea exacta de ellas.

1.° Nociones generales sobre los minerales de hierro y sobre las operaciones preparatorias de que son el objeto.

2.° Tratamiento directo de los minerales de hierro.

3.° Tratamiento de los minerales por fundicion.

4.° Amoldado de la fundicion.

5.° Tratamiento de la fundicion por el hierro.

6.° Fabricacion del acero.

7.° Fabricacion de la hojadelata.

8.° Observacion sobre la produccion y consumo de los productos de hierro.

Cada una de estas divisiones principales deberá dividirse en muchos artículos distintos que se clasificarán en el órden que parezca mas metódico.

De los minerales de hierro.

2790. El hierro se presenta en la naturaleza bajo una multitud de formas, pero todos los minerales que le contienen no son á propósito para la esplotacion. Este metal tiene un precio demasiado bajo para que los minerales pobres sean susceptibles de un tratamiento en grande ; se altera con demasiada facilidad por el azufre y el fósforo para que se le pueda buscar entre los minerales sulfurados ó fosforosos pasado cierto límite. Estas consideraciones, y otras que seria demasiado largo enumerar, reducen el número de los minerales de hierro esplotables á las especies siguientes , únicas en que se encuentra en bastante cantidad, y cuya esplotacion es bastante facil para un tratamiento en grande.

1.° Deutóxido de hierro ó hierro oxidulado , ó mina magnética.

2.° Peróxido de hierro ó hierro oligista.

3.° Hidrato de peróxido de hierro.

4.° Carbonato de protóxido de hierro.

Los detalles que hemos dado en el tomo anterior sobre los diversos minerales considerados bajo el punto de vista de su composicion y situacion, nos dispensa el volverlos á tratar en este lugar.

El metalurgista da mucha mas importancia al estado de agregacion de los minerales de hierro y á las materias accidentales que pueden contener, que á su naturaleza química propia.

Esto se concebirá fácilmente, porque estos minerales estan las mas veces preparados á la fundicion por una tostion anticipada, ó por una larga esposicion al aire de tal suerte, que es el peróxido de hierro lo que se introduce realmente en los hornos, cualquiera que sea el estado primitivo del mineral.

Se distinguen, pues, las minas terrosas y las minas en roca.

Las primeras son algunas veces producidas por el peróxido de hierro, pero ordinariamente por su hidrato. Las minas en roca comprenden todas las demas especies.

Las minas terrosas se lavan y por lo regular no se tuestan, á pesar que esta tostion puede ofrecer unas ventajas reales al poco mas ó menos. La preparacion mecánica de que son objeto es en estremo sencilla.

En caso de necesidad se las pasa por el bocarte; pero muchas veces no es necesario esta operacion; en seguida se las lava por medio de la máquina que indica la (lámina 71, figura 1 y 2). Como esta operacion se ha descrito ya (244), no volveremos á repetirla.

Las minas en roca se tuestan siempre, pero generalmente no se lavan.

Las minas de hierro pueden contener diversas sustancias accidentales; el bisulfuro de hierro y el fosfato de hierro ó de manganeso son los que producen los efectos mas perniciosos, porque estos hacen al hierro quebradizo en frio ó en caliente, manchándole de una pequeña cantidad de azufre ó de fósforo. Un metal nuevo, el Vanadio, se ha encontrado en una mina de hierro de la Suecia; hace al hierro blando; es probable que en los antiguos análisis se le ha confundido muchas veces con el cromo, al cual se asemeja mucho.

Muchos minerales de hierro contienen titano, y si este metal no comunica al hierro ninguna propiedad incómoda, es necesario al menos observar que una dósis un poco crecida hace los minerales refractarios. El zinc y el plomo pueden tambien encontrarse en los minerales de hierro; pero el primero se volatiliza, y el segundo se separa siempre del hierro reducido, de suerte que los productos obtenidos jamás estan manchados con estos metales.

Tostion de los minerales.

2791. Los minerales de hierro estan ordinariamente acompañados de silice, y cuando falta este ácido, hay precision de añadirle para determinar la fusion de las materias terrosas que se encuentran siempre con el óxido de hierro. La silice posee la propiedad de formar con el protóxido de hierro un silicato que no se deja reducir por el carbon cuando contiene bastante ácido para formar un silicato neutro y con mayor razon un silicato ácido. Es, pues, esencial evitar la produccion de este silicato de hierro entre los medios que se pueden adoptar; para esto no es el menos eficaz la tostion de los minerales. Por medio de esta tostion

pierden los minerales el agua, el ácido carbónico; y en general las materias volátiles que contienen; por este medio adquieren un estado poroso que les hace á propósito para dejarse penetrar por los gases. Colocados en el horno de reduccion y envueltos por la llama, se hallan en contacto cada una de sus moléculas con el hidrógeno carbonado que hace parte de la llama, y se reducen tan luego como llegan al calor rojo naciente. El hierro pasa, pues, al estado metálico mucho tiempo antes que puedan originarse los silicatos, y cuando estos se forman, el hierro desoxidado no puede entrar ya en combinacion con la sílice, si este ácido encuentra por otra parte unas bases poderosas que le saturan.

Los minerales tostados poseen otra ventaja, no pudiendo suministrar ya materias gaseosas en el horno de reduccion, dejan á este su tiro completo, y no forman hácia la parte superior del horno un surtidor de gas alimentado sin cesar que se opone al libre curso de la llama y que ademas la resfria. Seria, pues, útil el someter todos los minerales á la tostion, aun aquellos que se designan con el nombre de minerales de aluvion como se practica en algunos ingenios. Esta operacion se considera al menos como indispensable para los minerales duros, tales como los óxidos magnéticos de hierro y el hierro oligista, que solo esperimentan una alteracion muy lenta por parte del aire. El hierro espático y los minerales de las ulleras podrian en rigor pasar sin la tostion, porque se modifican al aire perdiendo su ácido carbónico y pasando al estado de peróxido; pero esta alteracion espontánea es muy lenta, y la tostion facilita mucho la fusion, porque el mineral se sobre-oxida y descompone enteramente en poco tiempo bajo su influencia.

2792. La tostion de los minerales de hierro presenta

la mayor analogía con la cocion de la cal; los mismos procedimientos convienen igualmente á las dos operaciones; asi esta tostion se puede ejecutar en montones al aire libre, en recintos de fábrica, ó por último en hornos.

El primero de estos procedimientos consiste en colocar sobre un suelo que se ha cubierto de combustible unas capas alternativas de combustible y de mineral. Ordinariamente se forma sobre el suelo un lecho de ulla gruesa de un pie de espesor; por encima de este se ponen alternativamente capas de mineral y de ulla menuda: de esta manera se forma un monton de 12 á 15 pies de ancho, de 8 á 10 de alto y de una gran longitud. Se prende fuego por una de sus estremidades, y la operacion se abandona á sí misma. El espesor de estas capas depende de la calidad del combustible y del grado de calor que los minerales pueden soportar sin vitrificarse.

El sitio en que se verifica la tostion se rodea muchas veces de nuevo para impedir la desigualdad del calor en todo el monton y que las partes espuestas á la accion del fuego no se vitrifiquen antes que las otras esten suficientemente tostadas. Se obtiene ademas una economía en el combustible por estas construcciones. Por último, se emplean hornos construidos de manera que el mineral pueda separarse por el fondo, y que el trabajo continúe sin interrupcion: estos se asemejan á los hornos que se emplean para la cocion de la cal. En el pais de Gales está de tal manera la disposicion de las localidades, que el mineral estraido de las minas es conducido por una pendiente ligera á los hornos de tostion que estan colocados al nivel de la plataforma de los altos hornos. Para efectuar esta tostion se emplea siempre carbon menudo ó carbon de calidad muy inferior. La forma interior de los

hornos de tostion es siempre un cono ó una pirámida rectangular inversa: describiremos dos aparatos de este género, que bastarán para dar una idea exacta de todos los que se han construido hasta el presente.

El horno de tostion, representado en la lámina 62, figuras 4, 5, 6 y 7 se emplea hace mucho tiempo en Alemania, y se ha establecido en Creusot por un ingeniero de minas sajon. Está construido de ladrillos; tiene 17 pies de altura; es casi cilíndrico por su parte esterior y cónico por la interior. Tiene 3 fogones *a*, colocados lateralmente, en los cuales se pone la ulla, y otras 3 aberturas *b*, practicadas al nivel del suelo, por las cuales se estrae el mineral, con el auxilio de un espeton á propósito, cuando está tostado. Un pequeño cono de fundicion *k*, colocado en el centro de la base del horno, obliga al mineral tostado á presentarse delante de estas aberturas. Los fogones comunican con lo interior del horno por los conductos *o*; la boca *c*, *d*, está cercada con una balaustrada de madera *m*, *n*, *m'*, *n'*.

Cuando se pone el horno en actividad se le llena de mineral y se le calienta durante cuatro horas; al cabo de este tiempo se retira por las aberturas *b* una parte del mineral que se encuentra completamente tostado, y se reemplaza por otro tanto de mineral crudo que se introduce por la boca. Este trabajo continúa de esta manera sin interrupcion todo el tiempo que se desea.

El objeto de la tostion en Creusot es, no solamente el espulsar las sustancias volátiles, sino tambien el de desmenuzar el mineral á fin de hacer mas fácil la preparacion mecánica.

El horno de Creusot parecerá demasiado elevado y estrecho para todas las localidades en que el mineral no puede

seguir una marcha descendente regular desde su estraccion hasta convertirse en fundicion.

En este caso, el horno representado (lámina 62, figuras 1, 2 y 3), cuya construccion es por otra parte mas sencilla, será preferible. Este último se carga para empezar el fuego con un poco de ulla gruesa poniendo encima de esta el mineral; cuando el fuego ha tomado actividad se añade una capa de ulla menuda, despues otra de mineral, y asi sucesivamente alternando las capas; á medida que se tuesta el mineral se estrae por la parte de abajo. La operacion es por lo tanto mas fácil de conducir que en el horno precedente; no se gastan rejillas ni hay tanto peligro de dar á ciertas partes del mineral una cantidad de fuego susceptible de terminar la fusion.

En general las formas prismáticas ó rectangulares, favoreciendo poco á la duracion de los hornos, deberian suprimirse y dar la preferencia á un horno, cuya parte interior consistiera en un cono truncado é invertido.

Tratamiento directo de los minerales de hierro.

2793. Los procedimientos que se emplean para obtener directamente el hierro de sus minerales, se coloca en dos clases bien definidas, que pueden distinguirse bajo los nombres de *método aleman* y *método catalan*.

2794. *Método aleman.*—En este los minerales se someten á una verdadera fusion, y se obtiene un producto intermedio entre la fundicion y el acero; sin embargo, una parte pasa al estado de hierro maleable. A esta masa se la somete á una segunda operacion, nesesaria para purificar el hierro; por este medio se gasta mucho carbon y se esperi-

menta un gran deterioro. Este método, practicado solamente en el norte de Europa, en Carniola, en Carinthia, èn Suecia y en Noruega desapareció poco á poco, y se ha reemplazado por los métodos que se describirán mas adelante.

Se ejecuta en *hornos de masa* que reciben su nombre de la masa ferruginosa que se reune en su parte inferior. Su altura es de 3 metros á 3,50 (10,71 á 11,4950 pies) desde la boca hasta el suelo: su forma es al poco mas ó menos la que describiria un pedazo de elipse ó de cono que girará alrededor de un eje vertical; son mas estrechos de la boca que la altura de la tobera; tienen de 0,80 á 1,10 metros (2,8560 á 3,927 pies) de diámetro en el fogon. Por lo regular solo tienen una abertura para el trabajo y para la tobera; en este caso se retiran los fuelles para dar salida á la masa, que se separa por una abertura practicada al nivel del suelo, que se cierra con ladrillos y tierra arcillosa durante la fusion.

Esta se ejecuta con las precauciones que generalmente se observan en los hornos análogos. El horno se llena de carbon; se tapa el agujero de colar, y se enciende el fuego por la parte inferior. Luego que todo el combustible se ha inflamado, se carga el mineral tostado por capas, que alternan con el carbon, teniendo cuidado de aumentar sucesivamente la cantidad de mineral, hasta que la dósis haya tomado la marcha regular. El mineral desciende poco á poco hasta la tobera; se hace colar la escoria, y el hierro se reune en el fondo del horno, formando una masa que se conoce con el nombre de *stuck*. A medida que aumenta esta masa se abre sucesivamente el agujero de colar y la tobera. Cuando la cantidad de hierro acumulada en el horno parece bastante grande, se detienen los fuelles; se separan las escorias; se deshace la pequeña pared de ladrillos que cierra la abertura,

y se hace salir la masa de hierro por medio de los urgones y demas instrumentos á propósito. Esta masa se somete á los golpes del martillo, y se forma con ella una torta de 8 ó 10 centímetros (41,36 51,70 líneas) de espesor; en seguida se corta en dos pedazos que se someten á otra operacion, que consiste en tratarlos en unos refinadores brascados enteramente, y en los cuales penetra el viento casi horizontalmente. La masa ferruginosa cogida con la boca de una gran tenaza fuerte se calienta delante de la tobera; una parte del metal corre al fondo del crisol, pierde su carbon en un baño de escorias ricas y forma una masa cuyo hierro se encuentra enteramente afinado; la parte que queda entre las tenazas produce un acero que se tira en barras.

2795. *Método catalan.*—Este se practica en los Pirineos, en la Córcega, etc. Difiere esencialmente del precedente por la forma de los hornos que se emplean, que son unas verdaderas forjas y por la marcha de la operacion. Los minerales, independientemente de la tostion, se tuestan fuertemente antes de la fusion; estas dos operaciones se siguen sin interrupcion. Los minerales que se tratan por este método deben ser muy fusibles y muy ricos; por lo regular son hierros oxidulados, los hierros hematitas y ciertos hierros espáticos. Se pueden obtener por el método catalan 40 por 100 de hierro; pero por término medio solo se obtienen 33 por 100.

Los hornos que se emplean para este método son unos crisoles rectangulares (lámina 73) cuyas proporciones varían segun los sitios; se distingue el fogon catalan, el navarro, el vizcaino, etc.

En una forja catalana se advierte el fogon con su trompa, el martinete y un segundo martillo mas pequeño.

El fogon está dispuesto de manera que el obrero puede visitar á menudo y fácilmente la tobera y dar el viento conveniente. El fondo del crisol (1) está formado de una piedra arenisca refractaria, y la cara de la rustina, que no está cubierta de fundicion, es de una piedra de la misma naturaleza. La de la varma y la del contraviento estan cubiertas de placas de fundicion; una placa semejante provista de una taca de hierro inclinada hácia el suelo forma la cara del escoreador.

Las dimensiones del fogon son variables, particularmente la inclinacion del contraviento y la salida de la tobera á lo inferior del fogon. En cuanto á la inclinacion de la tobera es por lo regular de 30°; esta se fija con cuidado siempre que se reconstruye el crisol por medio de un semi-círculo provisto de un alambre de plomo. Las dimensiones ordinarias son:

	Catalan.	Navarro.	Vizcaino.
	m.	m.	m.
Latitud	0,47	0,53	0,82
Longitud	0,55	0,64	0,90
Profundidad	0,43	0,56	0,72
Altura de la tobera encima del fondo	0,24	0,32	0,38

(1) Las cinco placas que componen el crisol O, lámina 73, tiene cada una su nombre. La de la tobera se llama *varma*; la que está enfrente *contraviento*; la que está delante, que se halla atravesada de agujeros para dar paso á la escoria se llama *escoreador*; la que está detras *rustina*; por último, la de abajo se llama *fondo*. Estas placas se conocen por lo demas con el nombre de *tacas*.

Esta tobera es de cobre, y su direccion encuentra el suelo del crisol entre el centro y el ángulo formado por el suelo y la placa de contraviento,

La declinacion de la tobera es nula; está colocada de manera que divide el fogon en dos partes iguales, y su direccion es paralela á las caras del escoreador y de la rutina.

El carbon de leña ligero, como el de pino, exige un crisol mas abierto y una salida mas pequeña de la tobera, que el carbon de leña duro como el de aya.

2796. Para hacer una operacion se pasa el mineral por la criba, se moja el polvo, se echan en el horno los carbones encendidos que provienen del trabajo precedente, y se carga por encima carbon fresco que se amontona fuertemente sobre todo por el lado del contraviento. Cuando el fogon está lleno hasta encima de la tobera se le divide en dos por una placa colocada paralelamente á la cara de la varma. El mineral se carga por el lado del contraviento y el carbon por el de la tobera; la carga se compone de mineral quebrantado y cribado; los pedazos son del grueso de un huevo ó de una nuez. Se cubre el mineral de carbon, y por encima se amontona polvo de carbon, de mineral y escorias húmedas, de manera que forman una especie de bóveda, se tapa el agujero del escoreador con tierra grasa, y concluida la carga se comunica el viento que desde luego es débil, pero que despues aumenta poco á poco su intensidad, y al cabo de una hora poco mas ó menos es lo mas fuerte posible.

Durante esta primera época de la operacion trabaja un obrero con un gancho en el fogon, este se ocupa en amontonar el carbon sobre el mineral y en procurar que este permanezca al lado del contraviento para impedir el que caiga demasiado pronto al fondo del crisol. El gancho le sirve tam-

bien para poner tierra grasa cuando es necesario delante del escoreador; otro obrero echa en el horno siempre que aparece la llama polvo de mineral humedecido para rebatirla y concentrar el calor del fogon. Al cabo de una hora se destapa el agujero del escoreador para hacer correr las escoreas, debidas probablemente en gran parte al polvo del mineral que se ha añadido al principio de la operacion. Esta primer parte tiene por objeto principal la reduccion del mineral. La pequeña porcion de escorias que se forma proviene del mineral pulverulento que se ha empleado para cubrir el fuego, y que entra en fusion mucho mas pronto que las masas voluminosas de que se compone la carga.

2797. Inmediatamente despues de haber hecho correr la escorea, el obrero sube al horno y hace pasar el mineral al lado de la tobera. Durante la operacion y antes de traer el mineral á la tobera se sigue colando la escoria; está colada, se hace por intérvalos de tiempos desiguales cuando se advierte que la llama tiene poca actividad. El mineral se adelanta mas ó menos hácia la tobera segun que las escorias no son bastante ó son demasiado flúidas. En el primer caso para hacerla salir se introduce algunas veces en el agujero del escoreador un pedazo de madera mojada que determina un movimiento en la masa, causado al vapor que se desprende; por otra parte se alimenta el fogon manteniéndole lleno de carbon.

Cuando todo el mineral se ha reunido en el fondo del fogon, se echa una cesta de carbon por encima, se aproximan con un urgon los cuajarones de hierro diseminados para aglutinarlos y formar con ellos una sola masa.

Cuando la masa está formada se detiene el viento; uno de los obreros introduce un urgon por el agujero del escorea-

dor debajo de la masa, y otro sube sobre el fogon y la arrastra hácia el suelo de la forja. Allí se bate desde luego por los golpes del martinete, despues se la coloca sobre la vigornia donde se la da una forma al poco mas ó menos cuadrada. En seguida se corta en dos partes, de las cuales una queda sobre el suelo cubierta de carbon para oponerse á su enfriamiento; por otra parte se forja en el martinete donde se la da la forma de un paralelipípedo rectangular. Cuando la pieza se ha enfriado demasiado se la vuelve á calentar en el fogon, donde los obreros empiezan otra nueva operacion y la colocan en el lado de la tobera. Se forja en seguida la segunda mitad, y al todo se le da la forma de barras.

La segunda época del trabajo está bien caracterizada; esta tiene por objeto la fusion del mineral reducido. La reduccion no se puede efectuar á la baja temperatura de estos pequeños fogones sino por medio de la conversion de las tierras en silicatos muy cargados de protóxido de hierro, de tal modo que un mineral que contenga 20 á 25 por 0[0 de sílice no suministrará sensiblemente hierro por este procedimiento; se puede contar que cada parte de sílice absorbe lo menos 2 de protóxido de hierro ó de manganeso. No se puede evitar esta pérdida, porque si se añade una base mas fuerte como la cal, las escorias menos fusibles entorpecerian enteramente la operacion.

Pero como el protóxido de manganeso puede reemplazar y desalojar al protóxido de hierro en las escorias, será siempre ventajoso introducir en la mezcla cuando se tenga en la mano los productos naturales manganesianos que se juzguen convenientes.

2798. Se obtienen los resultados siguientes 546 kilógramas (1190,28 libras) y otro tanto carbon, producen una

masa que suministra despues del forjada de 168 á 170 kilógramas (366,24 á 370,60 libras) de hierro en barra. La operacion dura seis horas, y se ocupan en ella cuatro obreros.

Hé aqui el análisis del mineral y de las escorias de la fábrica de Ginela segun M. Combes.

Mineral.		*Escorias.*	
Materias volátiles..........	10,6	Sílice..........................	26,4
Sílice..........................	3,2	Oxido de manganeso.......	11,6
Oxido de manganeso........	1,8	Cal.............................	16,2
Cal.............................	4,0	Magnesia......................	1,8
Magnesia y alúmina.........	Señales.	Alúmina.......................	Señales.
Peróxido de hierro..........	79,6	Protóxido de hierro.........	42,4
	99,2		98,4

La tabla siguiente presenta la composicion de las escorias de algunas forjas catalanas segun M. Berthier.

	1	2	3	4	5	6
Sílice.	0,290	0,270	0,416	0,238	0,333	0,496
Cal....................	0,088	0,134	0,010	0,030	0,000	0,018
Magnesia.	0,015	0,018	0,034	0,016	0,024	0,020
Alúmina.	0,032	0,010	0,020	0,074	0,030	. . . .
Protóx. de mang...	0,176	0,192	0,078	0,032	0,033	0,040
Protóx. de hierro...	0,377	0,362	0,442	0,300	0,567	0,430
Hierro metálico.....	. . . .	. . . .	. . . .	0,310	. . . .	. . .
	0,976	0,986	1,000	1,000	0,979	1,004

Número 1.° Escorias de las forjas de Vicdessos (Ariega) producidas al principio de la operacion.

Núm. 2. *Idem.* producidas al fin de la misma operacion. En las forjas de Vicdessos se tratan los minerales de Rancie que son unas hematitas manganesíferas, cuya ganga es calcárea y arcillosa.

Núm. 3. Escorias de la forja de Pinsot (Isire) producidas en los primeros ensayos practicados en esta forja.

Números 4, 5, 6. *Idem.* producidas en una operacion corriente, núm. 4, siguiendo bien el trabajo; núm. 5, siguiendo el trabajo medianamente; llamadas *escorias azules* porque tienen un color negro azulado; y núm. 6, marchando mal el trabajo, llamadas *escorias blancas*, porque se vuelven de este color despues de haber estado cierto tiempo espuestas al aire.

2799. Ya hemos hecho observar que las primeras esplotaciones de hierro han tenido lugar en unos pequeños fogones análogos á las forjas catalanas alimentados por unos fuelles movidos á brazo: estos fogones se establecen en todos los puntos en que el mineral y el combustible se encuentran reunidos, y cuando el uno y el otro se han apurado, se trasporta la fábrica á otra parte; de este trabajo han resultado escorias que se encuentran en enormes cantidades en una multitud de sitios; estas escorias son por lo general poco esponjosas; han debido ser muy flúidas, y muy rara vez contienen hierro metálico.

La tabla siguiente da la composicion de tres muestras de esta clase de escoreas analizadas por M. Berthier.

	San Amand (Nievre).	San Marcial (Dordog).	Cercanías de Ruan.
Sílice.	0,295	0,300	0,192
Cal..........................	0,005	0,024	0,006
Alúmina....................	0,080	0,018	0,044
Protóxido de manganeso...	0,030	0,014	0,000
Protóxido de hierro.........	0,590	0,636	0,744
	1,000	0,992	0,986

El hierro que se obtiene por el método catalan es fibroso y se forja bien á cualquiera temperatura; pero no se puede laminar como los hierros que provienen de la afinacion de las fundiciones. Este es un inconveniente que se estiende á todos los hierros obtenidos en los fogones pequeños; es debido á la presencia de los granos acerados; asi que estos hierros no son buenos para las obras delicadas, tales como las llantas de las ruedas de los carruajes etc., pero son preferibles á los instrumentos de agricultura y otros.

Fabricacion de la fundicion.

2800. El procedimiento por el cual se cambia el mineral de hierro en fundicion difiere mucho de los que acabamos de describir, bien sea por la naturaleza de los aparatos que se emplean, bien por la marcha de las operaciones. En general la produccion de la fundicion se ejecuta por una fusion

completa del mineral. Las cosas se disponen de manera que la sílice que contienen los minerales se convierta en silicato de cal de alúmina de manganesa ó de magnesia que toma el nombre de *escoria*, mientras que el hierro uniéndose al carbon ó al silicio produce la fundicion propiamente dicha. Al mineral se le añade cierta cantidad de calcárea ó *castina*; unas sustancias arcillosas y cuarzosas segun que es demasiado silicoso ó demasiado calcáreo; estas adiciones se hacen por medio de tanteos en un crisol brascado. Para esto se funden en él diversas mezclas de mineral y del fundente que le conviene hasta que se encuentren las dósis que produzcan el máximun de fundicion con el mínimun de fundente y que produzcan al mismo tiempo una escoria muy vítrea. Asi en esta fabricacion como en la precedente se distinguirán dos épocas bien caracterizadas, que serán aquella en que se ejecuta la reduccion del mineral y aquella en que se verifica su fusion; durante esta última es cuando se realiza la carburacion del hierro y su conversion en fundicion.

Las ventajas particulares que presenta la conversion del mineral en fundicion consisten en una esplotacion mas rápida y susceptible de ejecutarse en mayor escala; y en un tratamiento tan perfecto que el hierro puede separarse exactamente de las tierras, como lo haria en un ensayo en pequeño. Esta conversion no se verifica sin inconvenientes; obliga á verificar una nueva operacion que tiene por objeto el privar á la fundicion de las sustancias que estan unidas al hierro, y ocasiona tambien un doble consumo de combustible; pero la perfeccion de los aparatos, su continuidad y sus grandes proporciones aseguran á este método una superioridad incontestable aun con respecto á la economía del combustible.

2801. Los hornos que se emplean en este tratamiento

son muy altos, y toman el nombre de altos hornos. No reciben por lo tanto la temperatura necesaria para la fusion sino en una zona poco estensa, de suerte que las mezclas que descienden lentamente sufren poco á poco todas las alteraciones físicas y químicas de que son susceptibles. Esta lentitud es la que permite el reducirse al óxido de hierro, á las tierras el vitrificarse y al hierro convertirse en fundicion. Todos los accidentes que pudieran turbar momentáneamente estas reacciones definitivas se destruyen ó combaten por unas fuerzas que obran sin cesar y que tienen el tiempo necesario para operar; si las mezclas estan formadas de una manera conveniente en un horno bajo en que las cargas pasan con rapidez, no se verifican los mismos efectos.

Todas las materias que pasan en los altos hornos se deben fundir; se busca el medio de producir unos compuestos terrosos que sean unos verdaderos silicatos de cal y de alúmina dotados de una fusibilidad conveniente. Se busca ademas el modo de introducir en la mezcla una base fuerte y en suficiente cantidad para evitar la escorificacion del hierro cuando el mineral no es calcáreo por sí mismo. La cal es la que se emplea siempre para este objeto. Si el mineral es demasiado calcáreo, se le añade, por el contrario, una materia arcillosa ó silicosa para hacer la fusion de las tierras completa, único medio de evitar la obstruccion del horno, y permitir á la fundicion el separarse de las escorias en virtud de su densidad. Las diferencias que se observan en los altos hornos consiste esencialmente en la naturaleza del combustible. Se puede hacer uso en efecto del carbon de leña, de la leña natural, del cokc y de la ulla.

En Francia se emplea por lo regular el carbon de leña y lo mismo en Alemania, en Suecia, etc. En Inglaterra han da-

do la preferencia al cokc, y la economía que resulta de aquí ha hecho introducir este procedimiento en todas las localidades en que la ulla se puede obtener á un precio conveniente.

Hasta estos últimos tiempos se habia considerado como impracticable el empleo de la ulla, y el de la leña en los altos hornos. Sin embargo, uno y otro se han realizado de poco tiempo á esta parte, y las ventajas que puedan resultar de él son verdaderamente incalculables. Para comprender esto basta advertir que estos combustibles empleados bajo esta forma pueden producir un efecto doble del que se obtiene en el caso de someterlos á una carbonizacion anticipada.

2802. Estas bases van á servir para clasificar los métodos, no en el órden en que seria necesario estudiarlos en la actualidad, sino en el de su práctica mas habitual.

Nos ocuparemos, pues, en este lugar.

1.° De los altos hornos alimentados con carbon de leña.
2.° De los altos hornos con leña natural.
3.° De los altos hornos con el cokc.
4.° De los altos hornos con el aire caliente ó con la ulla.

Es claro que si las ventajas particulares de la cuarta clase de altos hornos estan confirmadas por una práctica mas estensa como todo lo demuestra, será necesario modificar bien pronto los tres primeros procedimientos.

En efecto, en los tres primeros hornos se inyecta el aire frio para alimentar la combustion, mientras que en los de la 4.ª clase se inyecta el aire á una temperatura elevada. Se dice que esta modificacion señala á estos hornos unas propiedades especiales que, no solamente permiten el empleo de la ulla natural, sino que realizan tambien una gran economía en el combustible, y dan á la fundicion unas cualidades que no po-

seen en el mismo grado por los métodos ordinarios de fusion.

Asi la clasificacion adoptada anteriormente cambiaria sin duda; pero los procedimientos estan colocados en el órden mas conveniente bajo la relacion histórica y práctica.

2803. *Fundicion al carbon de leña.*—Los altos hornos que se emplean en la fusion de los minerales de hierro con carbon de leña no han seguido las mejoras rápidas que han esperimentado los altos hornos alimentados por el cokc. En Francia por lo menos las forjas de esta naturaleza han podido escitar algunas inquietudes justas que han puesto á los propietarios en la necesidad de vivir bajo cierta apatía sin osar aventurarse á las mejoras que se deben esperar; pero á medida que se aclara la cuestion, se hace mas fácil el calcular los resultados de las operaciones en cada establecimiento; y en todas partes donde poseen escelentes minerales de hierro, se puede asegurar que el uso del carbon de leña se mantendrá mucho tiempo todavia. Las fábricas que se hallan dotadas de esta ventaja no deben por lo tanto descuidar cosa alguna para mejorar los detalles de sus procedimientos; porque pueden, continuando el empleo del carbon de leña, resistir todavia á la concurrencia de los altos hornos de cokc.

La forma de los altos hornos de carbon de leña ha presentado pocas variaciones. En general son demasiado macizos, y difieren mucho bajo este aspecto de los altos hornos de cokc mas modernos. Tienen ademas unas dimensiones mas pequeñas, y producen mucha menos fundicion, desventaja que podria probablemente atenuarse ó desvanecerse dedicándose á unos ensayos razonados.

El macizo esterior de los altos hornos de carbon de leña (lámina 72) presenta una pirámide cuadrangular mas ó me-

nos elevada, pero cuya altura varía de 18 á 76 pies. Para disminuir su masa se la da ordinariamente á la base la forma de un prisma, al cual se sobrepone una pirámide. El vacío interior ofrece en general poco ancho, pero se les da á los muros un espesor considerable para permitirlos resistir á la dilatacion causada por el calor que tiende á hendirlos hácia el medio de las caras de la pirámide.

Esta rotura se evitará de una manera mas eficaz, y por lo tanto mas sencilla y económica, dando al alto horno la forma cónica, que solo permite establecer entre todas las partes la simetría necesaria para prevenir la rotura en el momento de las dilataciones ó contracciones que se verifican por el fuego ó por el enfriamiento de las paredes.

En Francia se construye la base del horno igual á la altura y las partes superiores, aunque menos gruesas, lo son todavía mucho.

2804. La cubierta esterior, llamada *doble muralla*, está atravesada de canales destinados al desprendimiento de la humedad, que pasando al estado de vapor romperia esta cubierta. La fábrica se consolida por muchos sistemas de barras de hierro dispuestas de un modo conveniente: en la parte inferior presentan dos aberturas, una para la colada de la fundicion y otra para colocar los fuelles que comunican el aire al interior del horno. Como las materias que se han de fundir, asi como el combustible, se cargan por la parte de arriba y la altura de estos hornos es considerable, es necesario practicar un camino inclinado para subir el mineral y el carbon necesario á la plataforma, y mejor todavia es construir los hornos en el costado de una colina ó de una montaña. En este último caso, que es muy frecuente, es necesario tener cuidado de aislarlos del terreno sobre que se apo-

yan para evitar la infiltracion de la humedad que perjudicaria á su marcha y que podria hacerlos destallar.

La humedad que se podria introducir por los cimientos debe evitarse igualmente, para lo cual se tiene cuidado de practicar en su parte inferior unos canales destinados á reunir las aguas y darlas una salida fácil.

Los altos hornos se elevan sobre cimientos muy sólidos, y en caso de necesidad se construye una estacada sobre la cual se construye la fábrica.

2805. La parte interior de los altos hornos, en la cual se carga el mineral y el carbon, se llama chimenea ó *cubo* la forma que se adoptaba antiguamente: para este vacío era la de dos pirámides truncadas unidas por sus bases. Estas pirámides eran cuadradas ó rectangulares, pero esta forma no es ciertamente la mejor; es mas á propósito la de dos conos truncados unidos tambien por sus bases. La forma cónica es mas facil de construir, porque basta tener un patron movible alrededor de un eje para determinar todos los puntos; es mas favorable para el calor y tiene un tiro uniforme. Los hornos construidos de este modo solo esperimentan unas alteraciones simétricas, y duran mas tiempo que los hornos rectangulares, en los cuales ciertas partes sufren mas que las otras. La camisa del horno se construye de piedras ó de ladrillos muy refractarios; esta no apoya inmediatamente sobre las paredes esteriores, sino que está separada por una capa de arena, de ceniza, de carbon de piedra ó de escorias molidas. Esta capa impide las pérdidas de calor, porque el aire que envuelve los granos arenosos forma una capa que conduce muy mal el calórico; permite al mismo tiempo á las paredes el que se dilaten sin hendirse; y sin que se abra la cubierta esterior puede separarse la arena fácilmente. Por

último, esta construccion permite el reparar el interior del horno sin tocar á las murallas esteriores.

El plano de interseccion de los dos conos es el que se llama el vientre del horno: sobre este punto ó un poco mas bajo es donde el mineral ya reducido en la parte superior se empieza á fritar. En seguida desciende á la obra donde se separa de la ganga que le acompaña, entrando esta misma en fusion.

Cuando la reunion de los dos conos ó pirámides que componen el vacío interior se verifica por una interseccion brusca, no tarda la marcha del horno en degradar el vientre. Es necesario que esta reunion se verifique por medio de una curvatura suave que evite toda irregularidad en la marcha de la llama y en la de los minerales.

2806. La *chimenea superior*, es decir, la que está encima del vientre, tiene encima una parte cilíndrica de 18 pulgadas ó 2 pies de altura; esta es la boca del horno. Esta abertura sirve para cargar el mineral y el carbon en el horno. Para que la superficie de la boca no se degrade, se la cubre con una placa de fundicion.

El papel de la chimenea superior es muy esencial. Cuando el mineral se carga crudo, esperimenta una tostion que volatiliza el agua y todas las sustancias volátiles que contiene; en seguida se desoxida por la accion del carbon y del gas hidrógeno carbonado, con los cuales se halla en contacto, y á medida que desciende se eleva la temperatura, de suerte que llega al vientre enteramente preparado para la fusion.

2807. Se le da el nombre *de gran fogon ó vacío inferior* á la parte piramidal ó tronco cónico que está debajo del vientre. Esta parte del horno se subdivide en dos ó tres; en to-

dos los casos la parte inferior donde se reune el metal fundido se llama crisol; este tiene la forma de un prisma.

El gran fogon se divide ordinariamente en tres partes: la primera es una pirámide muy baja que forma el sitio en que el hierro empieza á combinarse con cierta proporcion de carbon para trasformarse en fundicion. La segunda, cuyas caras se aproximan mucho á la vertical, se conoce con el nombre de obra. Por último, la tercera es un prisma cuadrangular, en el cual se reune la fundicion; este es el crisol propiamente dicho.

2808. A estas diversas partes se las dan proporciones diferentes segun la naturaleza de los minerales y la de los combustibles, y en razon de la clase de fundicion que se desea producir. Es por lo tanto muy difícil el dar las dimensiones mas ventajosas de una manera absoluta. No se puede establecer con respecto á este punto sino unas indicaciones generales.

La altura de los hornos varía de 18 á 35 ó 40 pies. En los hornos demasiado bajos llegan las materias con mucha rapidez á una temperatura muy elevada, y la reduccion del mineral tiende á confundirse con la fusion, lo que aumenta la proporcion de hierro que pasa á las escorias. Pasando la fundicion por otra parte con demasiada rapidez al través de la parte mas caliente del horno, no puede obtenerse la fundicion gris. Otra causa y la principal tal vez tiende tambien á impedir esta produccion, y es que los minerales no llegan bastante calientes á la obra; á la alta temperatura que se desenvuelve se emplea con perjuicio en calentarlos desde luego antes de fundirlos.

La irradicacion y el contacto del aire ocasionan unas pérdidas de calor que son mayores en los hornos pequeños

que en los grandes; los hornos elevados son por lo tanto preferibles; pero la altura útil varía con la calidad del combustible; en efecto, disminuyendo la temperatura de la boca á medida que la altura del horno aumenta, llegará á un punto en que esta parte no estará bastante caliente para el tiro que es necesario conservar en ella.

El carbon ligero de abeto y el empleo de una máquina soplante débil solo permiten una altura de 6 y 8 metros (21,42 ó 28,56 pies), pero entonces los minerales refractarios no se reducen sino con pérdida, y aun pueden resistir hasta el punto de hacer la operacion imposible. Siendo la cantidad de carbon la misma, si se dispone de una máquina soplante bastante poderosa, puede darse una altura de lo menos nueve á diez metros (32,13 á 35,7 pies) de elevacion al horno. Por último, con el carbon de leña duro y una buena máquina soplante puede tener el horno 11 á 12 metros (39,27 á 42,84 pies) de altura, y entonces se concibe que es útil el dar esta elevacion.

El ancho debe variar con las circunstancias, porque se sabe que el calor es mas intenso en los fogones estrechos. El interior del horno, sobre todo hácia el punto en que empieza la fusion, debe pues estudiarse con cuidado. Si el carbon es ligero los minerales refractarios, y la cantidad de aire que suministra la máquina muy pequeña, no deberá ser tan ancha la cuba como si se trataran unos minerales fusibles con carbon compacto y una máquina muy enérgica.

2809. El poder de la máquina soplante determina en gran parte la altura del horno. En otros términos, esta determinacion reposa sobre la cantidad de combustible que se quema en un tiempo dado, teniendo por otra parte poca influencia en la naturaleza del mineral. La altura del horno

debe aumentar en efecto con el consumo del carbon para que todo el calor que se produce sea absorbido por el mineral ó por las materias que componen la parte superior de las cargas. Lo que quiere decir en resúmen, que debiendo salir los gases de la boca del horno con una temperatura constante, cualquiera que fuera su altura, será necesario para utilizar el calor producido, elevar el horno en razon del calor que se desenvuelve en su interior, y por consecuencia en razon del combustible que se consume ó del viento que se emplea.

Aumentando el viento se puede por lo tanto aumentar la altura del horno en tanto que la friabilidad del carbon, que por estar demasiado amontonado opondrá un impedimento mecánico al aire, no presente obstáculo alguno.

M. Karsten admite que una máquina soplante que produce 37 metros cúbicos (1710,3805 pies cúbicos) de aire por minuto, basta para un horno de carbon de leña de 12,55 metros (44,8035 pies) de altura sobre un ancho en su vientre de 3,14 á 3,76 metros (11,2098 á 13,4233 pies.) Mientras que con unos fuelles que solo suministran de 6 á 9 metros cúbicos (277,3590 á 416,0385 pies cúbicos) de aire por minuto, apenas se puede activar un horno de 6,27 metros (22,3839 pies) de altura sobre un ancho en el vientre de 1,56 metros (5,5692 pies).

2810. La altura de los altos hornos depende principalmente, segun estas observaciones, del volúmen de aire que se introduce en ellos. La naturaleza del mineral y la del carbon intervienen cuando se trata de fijar las proporciones relativas al vacío interior. De dos hornos dados de la misma altura. el que se carga con carbon pesado y mineral fusible debe ser mas ancho que el que funde unos minerales refractarios

y consume un carbon ligero; el sitio de fusion del primero será mas largo que el del último. Si el viento es fuerte, este punto debe hacer un ángulo de 60° con el horizonte, segun las observaciones hechas en Silesia.

2811. La obra está en relacion en sus dimensiones con las del horno; si fuera demasiado elevada ocasionaria la destruccion de las paredes. La elevacion de los hornos ordinarios encima de la tobera no debe bajar de 1,88 metros (6,4916 pies), siendo su ancho en la tobera de 0,47 metros (1,6779 pies). La obra está siempre ensanchada hácia la parte de arriba para facilitar el descenso de las cargas. Su anchura en esta parte es ordinariamente de un tercio mayor que la que tiene á la altura de la tobera. Estos principios pueden sin duda alguna dirigir la eleccion de las proporciones de un horno; pero hay algunas circunstancias que las modifican, y que solo la esperiencia hace conocer.

Las figuras 1, 2, 3 y 4, lámina 72, representan un horno construido hace poco tiempo, y que produce resultados muy ventajosos.

2812. La presion del aire que se introduce en el horno para quemar las diferentes clases de carbon con la velocidad conveniente y producir el máximum de calor, debe variar con la calidad del carbon. No tenemos la mayor esperiencia sobre este punto; pero, sin embargo, M. Karsten admite en su tratado, que en general las columnas de agua que equilibran estas presiones deben tener las alturas siguientes:

Clases de carbon.	Altura de las columnas de agua en metros (1).	
Carbon de abeto muy ligero......	0,31	á 0,46
Id. id. de buena calidad..........	0,46	á 0,63
Id. id. de pino silvestre y de leña dura....	0,63	á 0,94
Cokc tierno y muy inflamable....	1,25	á 1,88
Id. duro y compacto..............	1,88	á 2,51

2813. Cuando ya estan reunidas las materias necesarias de un horno alto, se procede á ponerle fuego. Esta operacion exige grandes precauciones, como todas las de este género cuando se practican sobre aparatos de grandes dimensiones.

Se seca el horno primero con mucho cuidado, sobre todo cuando está recien construido; para este efecto se cierra la abertura de la tobera á fin de evitar la corriente de aire que se estableceria en este orificio. Se limpia el crisol y se enciende por la parte esterior del horno un pequeño fuego de leña seca que se aproxima poco á poco á la obra. Es necesario aguardar muchos dias antes de poner fuego en el crisol para que la humedad se desprenda en gran parte. Cuando esto se ha verificado, se pone en el crisol carbon encendido. Se llena poco á poco la obra con el carbon, á medida que se verifica la disecacion y que la temperatura del horno aumenta. Por último, se le carga de carbon, sin añadir mineral, hasta que todo el horno esté lleno. Si el horno es muy grande y sus paredes no han sido renovadas, puede abre-

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

viarse la operacion llenando el cubo una sola vez cuando el carbon ha llegado á la mitad ó á los dos tercios de la altura.

Esta operacion puede durar de ocho dias á tres semanas, segun las reparaciones que se le han hecho sufrir al horno. Cuando esta operacion ha terminado, y el horno está completamente encendido, se añade á cada carga una pequeña cantidad de mineral que se aumenta sucesivamente.

2814. Al momento que el metal aparece en la obra se limpia el crisol, se coloca la *dama*, que es una piedra ó una masa de fundicion que cierra la entrada, y se tapa con brasca el conducto de colar.

A esta época se empieza á comunicar el viento que debe administrarse desde luego con mucha lentitud, á fin de que la temperatura elevada repentinamente no cause detrimentos en el horno. Ademas, como las cargas de mineral han sido pequeñas hasta este momento, el calor desenvuelto solo ha podido fijarse sobre las paredes, y hay peligro de que se fundan las piedras de la obra de la parte restante del cubo. El viento se aumenta á medida que se acrecientan las cargas de la obra; pero solo al cabo de tres ó cuatro dias es cuando el fuego toma toda su actividad.

Se limpia el crisol á fin de que á medida que corren la fundicion y la escoria puedan colocarse en él y llenar poco á poco toda su capacidad.

Es necesario evitar el sobrecargar el horno de mineral durante los primeros dias de haberse puesto el fuego; porque no siendo el calor todavía bastante elevado, podian formarse obstrucciones que perjudicarian su marcha hasta el punto de dejar sentir su influencia durante toda la campaña ó tiempo del trabajo. Luego que el horno ha adquirido el grado conveniente de calor, no puede perjudicar tanto una sobrecarga

accidental, porque los muros pueden ceder á las materias una parte de su calórico. A medida que el carbon se quema y el mineral se funde, las cargas descienden, y se forma un vacío en la boca que se repone por nuevas cargas. Se miden con exactitud el mineral, los fundentes y el carbon. Las cargas no deben ser ni demasiado grandes ni demasiado pequeñas, porque en el primer caso enfrian el horno, y en el segundo desciende el mineral oblícuamente y por tiempos irregulares, y perjudican á la marcha del horno.

Se carga, pues, el carbon, el mineral y la castina por medidas determinadas y en épocas convenientes. En algunos altos hornos se coloca sobre la mezcla un peso suspendido de una cadena; este peso desciende con la mezcla á medida que esta baja, y cuando la carga llega mas baja que el largo de la cadena, el peso obra sobre esta y hace tocar una campana que advierte al obrero que está de servicio la disposicion de la carga en lo interior del horno.

2815. La escoria que llega primero á la altura de la llama es viscosa; se la arranca con un urgon; pero bien pronto el horno se calienta, la escoria toma la fluidez necesaria para correr á medida que se reune en el crisol. La fundicion siendo mas pesada que la escoria se apodera del fondo del crisol, se acumula en él, y concluye por llegar á la superficie de la dama. Entonces se prepara todo para verificar la colada; se forman en la arena las canales que la deben recibir; se desembaraza la tobera y la obra de las masas endurecidas y de las escorias viscosas que se hallan adheridas á ellas. Preparado todo de este modo, se detiene el viento, y al momento se atraviesa el conducto de colar introduciendo en él unos urgones á golpe de mazo. Esta operacion es algunas veces penosa, porque el conducto se obstruye por

la fundicion ó las escorias fijas. Luego que la abertura se ha destapado se escapa la fundicion, formando un arroyo de fuego, y viene á llenar los sulcos que se han formado en la arena y que sirven de molde. Terminada la colada se dividen las operaciones de los obreros, y mientras los unos se ocupan del horno, los otros echan poco á poco arena sobre los rieles de fundicion hasta cubrirlos completamente. Esta precaucion, ademas de preservar de la oxidacion al metal, tiene por objeto el que se verifique el enfriamiento con mas lentitud, cuya circunstancia contribuye mucho á la buena calidad de la fundicion.

Cuando la fundicion debe refinarse se da á los moldes la forma de un prisma triangular muy prolongado, y el sólido de fundicion que se obtiene se llama *goa*.

Inmediatamente se vuelve á tapar el agujero de colada, se llena el crisol de carbones encendidos, se destapa la tobera, se ponen en movimiento las máquinas soplantes, y la operacion empieza de nuevo inmediatamente.

La fundicion obtenida en las primeras coladas es siempre fundicion blanca, porque la temperatura no es todavía bastante elevada; pero cuando el calor ha llegado á su máximum el horno toma una marcha regular, y puede producir una fundicion gris si la naturaleza de los minerales y las dósis en que se hallan lo permiten.

La fundicion blanca destinada á la fabricacion del hierro forjado se cuela regularmente por intérvalos fijos una ó dos veces al dia, segun la rapidez de la fundicion, la capacidad del crisol y la riqueza del mineral; la fundicion gris, destinada al amoldado, puede algunas veces colarse en los moldes; pero ordinariamente los obreros las sacan con unas cucharas de hierro barnizadas interiormente con una capa de arcilla.

La capacidad del crisol es muy variable; la cantidad de metal que contiene está comprendida entre 600 á 2500 kilógramas (1308 á 5450 libras).

2816. La fundicion blanca se trasforma en hierro mas fácilmente que la fundicion gris, y esta última conviene por el contrario mucho mejor para el amoldado. Hay, pues, un interés en obtener fundicion blanca ó fundicion gris segun conviene.

La fundicion blanca proviene las mas veces de un defecto de calor en el horno; no ha podido en esta circunstancia convertirse en fundicion gris. Se obtiene, pues, fundicion blanca cuando el horno no se calienta bastante, ya sea por algun vicio en la forma, ya por la insuficiencia de las máquinas soplantes; tambien se produce cuando la cantidad de mineral es demasiado grande con respecto á la de carbon. Cuando la forma del horno y la cantidad de viento son convenientes, basta aumentar este último, la cantidad de carbon, ó bien los dos á la vez para obtener la fundicion gris. Se obtiene fundicion blanca por unas modificaciones inversas, es decir, disminuyendo el viento y sobrecargando el mineral.

2817. En esta esposicion rápida de las operaciones que originan la fundicion hemos evitado hacer intervenir ninguna cuestion de teoría y ninguna consideracion química. Vamos ahora á examinar con atencion el tratamiento bajo este punto de vista.

Es muy raro el que un mineral de hierro se pueda fundir sin adicion de manera que suministre todo el metal que contiene; las mas veces es necesario añadirle una materia calcárea, ó bien castina, ó una sustancia silicosa ó érbua. Es imposible fijar las proporciones de los fundentes que con-

vienen mejor; solo los repetidos ensayos pueden hacerlas conocer. Estos ensayos se ejecutan en un crisol brascado á la manera de los ensayos ordinarios de hierro. Se pone desde luego un esceso de castina, que es generalmente la materia de que carece el mineral, y se la espone á la fusion; practicado este ensayo se conoce el máximum de fundicion. En seguida se disminuye la castina hasta que la misma fundicion se empiece á disminuir, lo que indica el mínimum de castina.

Este método se concibe fácilmente, porque la cal suministrada por la castina tiene por objeto impedir á la sílice el formar un silicato de protóxido de hierro, que seria irreducible por el carbon; es necesario, pues, poner bastante cal, para que todo el óxido de hierro permanezca libre y se pueda reducir; pero un esceso de castina seria inútil estando puro el mineral.

Cuando este es piritoso es necesario cambiar la marcha del ensayo y buscar la proporcion de castina mas fuerte que los minerales puedan soportar, sin que las escorias dejen de ser fusibles. En efecto, cuanto mayor sea la cantidad de cal en las escorias, mas privada de azufre quedará la fundicion; esta sustancia, á favor de la cal, pasa á las escorias en el estado de sulfuro de calcio.

Cuando el mineral es demasiado calcáreo es necesario buscar para los ensayos el mínimum de materia cuárzosa que se debe añadir, porque de esta manera se obtendrá el máximum de fundicion; y en seguida se tantea alguna dósis, aumentando la del fundente silicoso, hasta obtener las escorias mas vítreas, sin disminuir la cantidad de fundicion que se produce.

Debe advertirse que estos ensayos deben hacerse en cuanto sea posible á una temperatura análoga á la de los al-

tos hornos, y con unas materias idénticas á las que se emplean en grande, y representar su composicion media. El horno de ensayo debe, pues, calentarse con el mismo combustible que el horno alto, y para estudiar la marcha es necesario pasar á él desde luego los crisoles, conteniendo las materias que se funden en el horno alto, y determinadas sus dósis de la misma manera que para la operacion en grande. Variando la duracion del fuego se reconoce inmediatamente cuál es la que corresponde al efecto producido por el horno alto; basta para esto comparar los efectos de la fusion en pequeño con los de la fundicion en grande. Determinado una vez este primer punto; todos los ensayos se hacen fáciles y exactos sin necesidad de recurrir á los análisis químicos que siempre son largos y muchas veces demasiado difíciles para poderlos ejecutar en las fábricas.

2818. Ya hemos indicado muchas veces, que era necesario distinguir diversas épocas en el trabajo de los altos hornos. Los minerales se reducen desde los primeros instantes de su estancia en el horno; porque basta un color rojo sombra para que esta reduccion se verifique en presencia del hidrógeno carbonado que el agua descompone por el carbon.

Al llegar á la altura que se verifica la fusion los minerales vienen ya reducidos y á una temperatura muy elevada; en este punto es donde el mineral y el fundente empiezan á reaccionar, y en la obra es donde termina la fusion.

Esta y la conversion en fundicion del hierro reducido desde luego son al poco mas ó menos simultáneas, porque en tanto que el hierro no ha llegado á esta temperatura elevada, no ha podido formar otra cosa que acero de cementacion al poco mas ó menos.

El fuego que las materias puede soportar decide en gene-

ral de la naturaleza de la fundicion. Una escoria muy fusible no permite producir otra cosa que fundicion blanca; la fusibilidad de la escoria no deja permanecer á las materias el tiempo suficiente en la parte mas caliente del horno para que se pueda producir la fundicion gris. Una escoria poco fusible determina por el contrario la formacion de la fundicion gris por una razon opuesta; porque en este caso la permanencia de las materias en el espacio en que se desenvuelve la mayor temperatura del horno, es necesariamente un poco mas prolongada.

2819. Esta influencia de la temperatura sobre la naturaleza de las fundiciones es un hecho tan importante, que citaremos aqui las observaciones de M. Fournel sobre este punto.

Los dos altos hornos de que se trata, el de Brouseval que trabaja en fundicion gris y el de tempillon que solo suministra fundicion blanca, se encuentran colocados en las mismas circunstancias tratando unos minerales estraidos de los mismos sitios con carbones que provienen de los mismos bosques.

Fábrica de Bronsseval (fundicion gris).

Años.	Fundicion producida espresada en kilógramas.		Número de banas consumidas (1).		Número de banas para 1000 kilógramas de fundicion.
1824	686729	kilóg.	1353 b.	54	1,91 b.
1825	702617		1333	21	1,98
1826	762263	50	1446	99	1,90
1827	770626	50	1480	16	1,92
	2922236	»	5613 b.	90	

(1) La bana se compone de 32 rassas, y cada rassa de 4 pies cúbicos; así, que la bana es de 128 pies cúbicos.

Una kilógrama equivale á 2,18 libras.

El consumo medio es de 1,92 banas para 1000 kilógramas; de manera que se necesitan 245,72 pies cúbicos de mezcla para producir 1000 kilógramas de fundicion gris: los carbones encendidos en Bronsseval son unos carbones mezclados cuyo pie cúbico pesa 7,50 kilógramas; asi que 1843 kilógramas de carbon producen 1000 kilógramas de fundicion gris, esto es, 1,84 de carbon para 1 de fundicion.

Tempillon (horno para goa).

1.ª fundic.	1822	297282 kil.	402,75 banas.
2.ª	1822—1823	443281	590,46
3.ª	1823—1824	656607	854,63
4.ª	1824—1825	713537	952,10
5.ª	1825—1826	637794	830,62
6.ª	1826—1827	611697	872,95
		3360198 kil.	4503,51 banas.

Se necesita por término medio 1,34 banas para 1000 kilógramas, ó en otros términos se necesitan 171, con 52 pies cúbicos para producir 2000 kilógramas de fundicion blanca: en peso será 1,286 de carbon para uno de fundicion.

De la comparacion de estos resultados se sigue, que si v representa el volúmen de carbon necesario para producir un peso dado de fundicion blanca $V=v+\frac{v}{2,31}$ será el volúmen que se necesita para producir el mismo peso de fundicion gris.

Esta fórmula, de la cual se saca á voluntad el valor de V ó de v, permite calcular el gasto ó la economía que exige el paso de una clase de trabajo á otra.

Si los consumos son conocidos en peso, será necesario servirse de la fórmula $P = p + \frac{P}{2,28}$, en la que p espresa el peso de carbon que se necesita para obtener un peso dado de fundicion blanca, y p' el peso de carbon que se debe emplear para la misma cantidad de fundicion gris.

Cuando se producen unas fundiciones destinadas á la afinacion se busca el medio de poner á cada carga de carbon toda la cantidad de mina que esta carga pueda soportar. Para las fundiciones que se destinan al amoldado es mas complicado el problema; la calidad entra en primera línea; la cantidad debe ser la mayor posible sin duda, pero no debiendo ser la fundicion ni demasiado gris ni demasiado clara, queda disminuida la cantidad por las proporciones que se emplean.

2820. Podrá creerse que en los hornos que trabajan en fundicion blanca hay una pérdida en cada sobrecarga de mina con relacion al carbon, pero se puede observar si una cantidad dada de mina debe producir el mismo peso en fundicion blanca que en fundicion gris: hé aquí una tabla decisiva sobre este asunto.

Fundicion blanca.

Fundicion.	Años.	Peso de la fundicion.	Toneles de mina.	Toneles de mina para 1000 kilóg.
1.°	1822	297,282 kil.	727,62	2,45
2.°	1822—1823	443,281	1267,62	2,85
3.°	1823—1824	656,607	1679,00	2,55
4.°	1824—1825	713,537	1922,66	2,69
5.°	1825—1826	637,794	1739,75	2,72
6.°	1826—1827	611,697	1641,50	2,69
		3360,198 kil.	8978,15	

Asi por término medio han sido necesarios 2,67 toneles para 1000 kilógramas de fundicion blanca.

Fundicion gris.

Años.	Peso de la fundicion.	Toneles de mina (1).	Toneles de mina para 1000 kilóg.
1824	686729 kil.	1742,02	2,54
1825	702617	1786,25	2,54
1826	762263,50	2154,66	2,82
1827	770626,50	2171,17	2,82
	2922236 kil.	7854,10	

El término medio del trabajo de estos 4 años es de 2,68 *t.* para producir 1000 kilógramas de fundicion gris.

Se advierte que el resultado es el mismo; que la diferencia en el método de trabajo solo influye sobre la cantidad relativa de carbon, y que cuando el maestro de las forjas cambia su trabajo, no tiene que tener cuenta verdaderamente sino de un solo elemento.

2821. Se ha hecho en Suecia, en Alemania y en Francia un estudio profundo de la composicion de las diversas variedades de fundiciones, asi como tambien de las escorias. Es muy digno de notarse que en una clase de análisis que tantas dificultades presenta, resultados que se han obtenido, convengan generalmente unos con otros, aunque practicados del modo mas independiente, porque se han ejecutado simultáneamente ó poco menos.

(1) El tonel es de 16 pies cúbicos.

En Suecia se han sometido al análisis, no solamente las fundiciones y las escorias que provienen del trabajo en grande, sino tambien los productos análogos que se han formado en las operaciones de los ensayos ejecutados en pequeño en los crisoles.

En las fundiciones preparadas en grande se han encontrado señales de calcio, de magnesio, de aluminio, de azufre y de fósforo y unas cantidades variables de manganeso. El carbono varía de 4 á 5 centésimos, mientras que el silicio solo se encuentra en la proporcion de 3 á 4 milésimas.

En las fundiciones preparadas en pequeño se han encontrado las mismas sustancias, pero el carbono ha variado de 2 á 6 centésimas cuando el silicio, que algunas veces es nulo, asciende hasta 3 centésimas en ciertos ensayos.

Estas variaciones se someten á una regla cierta. Si se supone la temperatura bastante elevada para producir la fundicion, se encuentra que la temperatura mas baja produce la fundicion mas rica en carbon, y la mas pobre en silicio ó en metales terrosos: las fundiciones que han sufrido la temperatura mas elevada, contienen por el contrario, mucho menos carbon, y abundan mas en silicio ó en metales terrosos.

Fácilmente se pueden concebir estas variaciones, porque la reduccion de hierro que se verifica en presencia del carbon debe originar en primer lugar carburo de hierro. Este reacciona en seguida sobre la sílice y los óxidos terrosos que hacen parte de la escoria á medida que se eleva la temperatura. De aqui resulta el óxido de carbono que se desprende, mientras que el silicio y los metales reducidos entran en combinacion con la fundicion libre, y modifica la composicion. Se puede asegurar que la disminucion de carbon y el aumento de silicio marcharán simultáneamente, y serán propor-

cionales á la elevacion de temperatura y á la duracion del fuego.

Los trabajos en grande se deben pues encontrar, en una fundicion tanto mas rica en silicio cuanto mas denso es el carbon, el horno mas elevado, el viento mas poderoso, y en una palabra, la temperatura mas fuerte. Esto es lo que se advierte inmediatamente comparando el análisis de las fundiciones producidas por medio del carbon de leña con las que resultan por el cokc.

2822. Los análisis siguientes, debidos á M. Karsten, ilustran bastante sobre las modificaciones que esperimentan los prodnctos cuando se hace variar de esta manera la temperatura de los altos hornos para obtener diversas fundiciones. Estos análisis han sido practicados sobre los productos de las forjas de Ham, donde se funden los minerales sin adicion de castina, y donde por consecuencia, no se pueden introducir otras variaciones que las que resultan de la relacion entre la carga de mineral y de carbon.

En los tres esperimentos que han dado lugar á estos análisis, se ha aumentado progresivamente la cantidad de mineral, quedando la misma la de carbon, y el aumento ha sido como los números 2, 5, y 8 en volúmen.

	Esperimento 1.° *Fundicion gris.*	Esperimento 2.° *Fundicion blanca laminosa.*	Esperimento 3.° *Fundicion blanca cavernosa.*
Hierro...........	86,739	89,738	95,21
Manganeso.....	7,42	4,49	1,79
Silicio...........	1,31	0,55	0,00
Grafito..........	2,37	0,00	0,00
Carbono combinado..........	2,08	5,14	2,91
Azufre..........	0,001	0,002	0,01
Fósforo.........	0,08	0,08	0,08
	100,000	100,000	100,00
	Su escoria.	Su escoria.	Su escoria.
Sílice............	49,57	48,39	37,80
Alúmina.........	9,00	6,66	2,10
Protóx. de hierro.	0,04	0,06	21,50
Protóx. de manganeso........	25,84	33,96	29,20
Magnesia........	15,15	10,22	8,60
Azufre...........	0,08	0,08	0,02
	99,68	99,37	99,22

De estos análisis pueden sacarse las conclusiones siguientes que convienen en general con los resultados espuestos anteriormente.

1.° Cualquiera que sea la composicion de las escorias no calcáreas el fósforo pasa siempre en su totalidad á la fundi-

cion, y aun puede decirse que las escorias muy calcáreas y los minerales mas puros producen tambien unas fundiciones ligeramente fosforosas á causa de los fosfatos que provienen de las cenizas de los carbones empleados.

2.° No se halla en igual caso el azufre que pasa en las escorias al estado de sulfuro de calcio ó de magnesio; forma incompatible con la presencia del protóxido de hierro en estas materias, de suerte que la pérdida que se esperimenta dejando hierro en las escorias no es el único inconveniente que presenta este trabajo vicioso; la sulfuracion de la fundicion, que es la consecuencia de esto, es un defecto tan esencial de evitar, que se debe fijar la mayor atencion sobre este punto.

3.° La reduccion del manganeso solo se efectúa sobre la influencia de un gran esceso de carbon, y este falta casi enteramente en la fundicion cuando hay protóxido de hierro en las escorias en cantidad un poco crecida.

4.° El silicio aumenta en la fundicion con la temperatura, como ya hemos dicho anteriormente.

5.° El grafito solo existe en las fundiciones grises, y forma su carácter esencial y constante.

6.° El carbono combinado está á su máximun en la fundicion blanca laminosa.

2823. La química ha prestado grandes servicios á la industria del hierro, y cuando se considera el inmenso número de análisis que se han practicado sobre los productos que suministra este metal, hay inclinacion á creer que se han resuelto todas las cuestiones relativas á la estraccion del hierro. No sucede esto asi, sin embargo, y consiste en una causa que es necesario manifestar aqui.

Para formarse una idea clara del trabajo de un horno alto, por ejemplo, es necesario ejecutar cuando menos el análi-

sis de la mina, el del fundente, el de la escoria y el de la fundicion, sin hablar de los productos accidentales. Los tres primeros se han practicado muchas veces y sobre unos altos hornos muy variados; pero el cuarto no se ha verificado muchas veces, porque no se han sabido analizar las fundiciones hasta hace poco tiempo, porque la distincion del grafito y del carbono combinado que pueden contener es una idea igualmente nueva en la ciencia. Por último, de que se saben analizar las fundiciones con exactitud, se han sometido estas generalmente al análisis, tomándolas indistintamente á la casualidad y sin compararlas con los minerales que las han suministrado ni con las escorias que las acompañan. Ademas, en la mayor parte de estos análisis se ha determinado la cantidad de carbon en masa y sin distinguir las diversas formas que este pueda efectuar. Puede afirmarse que semejantes análisis no tendrian objeto en la actualidad, ni producirian ninguna indicacion útil á la ciencia ni á la industria.

Se concibe segun esto, que en las investigaciones que se practicarán en lo sucesivo, podrán los cuatro análisis combinados conducir á unos resultados que no pueden deducirse de los análisis aislados que posee la ciencia.

No pudiendo continuar un exámen comparativo que hubiera ilustrado la operacion que nos ocupa, vamos á terminar lo relativo á las fundiciones, y despues estudiaremos las escorias á su vez.

2824. Entre las sustancias que entran en la composicion de las fundiciones es el carbono ciertamente el que juega el principal papel; es muy probable que el silicio entre en concurrencia con él y produzca los mismos efectos. La cantidad de carbono varía en las fundiciones en el órden siguiente:

Fundicion negra....	6 á 7 por 100 carb. comb. al grafito.
Id. blanca cristalizada............	5 id. carbon combinado.
Id. gris.............	2 á 4 carb. comb. al grafito.
Id. blanca sin cristalizar............	2 á 4 carbon combinado.

En la primera y en las dos últimas es reemplazada cierta cantidad de carbono por el silicio. Es necesario, pues, distinguir dos variedades de fundicion blanca; la cristalizada y la fundicion blanca sin cristalizar.

La primera contiene casi el máximun de carbono que se puede encontrar en las fundiciones, de suerte que no pueden pasar al estado de fundicion gris sino cuando un enfriamiento pausado la permite perder una parte de su carbono que se trasforma en grafito. M. Adherman refiere un hecho de este género, observado en un alto horno de Suecia. Los primeros productos de la fundicion quebrantados ofrecian en la superficie superior una capa de fundicion blanca, debajo otra de fundicion sobre carburada, y debajo de esta otra mas gruesa de fundicion gris ordinaria. En la opinion de M. Adherman, la fundicion blanca flúida se habia solidificado con demasiada rapidez al contacto del aire para cambiar de naturaleza; la capa inferior se habia dividido en dos sustancias distintas la una sobrecarburada y mas ligera que se habia fijado debajo de la capa precedente; la otra habia pasado una carburacion menor que habria tomado de esta manera el estado de fundicion gris propiamente dicho.

Cuando la fundicion blanca cristalizada permanece demasiado tiempo en el horno en contacto con la escoria, disminuye su carbono, y se halla reemplazado por el silicio. Enton-

ces pasa al estado de fundicion blanca granugienta, y aun al estado de fundicion gris.

Ya hemos visto que en el mismo horno, que en el mismo mineral y el mismo combustible se pueden obtener ya fundiciones grises, ya blancas sin que cambien las circunstancias relativas á la colada. Las fundiciones grises son las únicas que se forman siempre por una temperatura mas elevada. Es probable que este esceso de temperatura indispensable para la produccion de las fundiciones grises no se limite á producir una fundicion mas caliente, y que determine al mismo tiempo algunas reacciones químicas.

La reunion de los análisis conocidos solo autorizan á una suposicion que es á la isomería de las dos variedades de carbon que contienen las fundiciones blancas y las fundiciones grises. Las últimas parecen contener un carbon que por el efecto de una alta temperatura se modifica pasando al estado de grafito.

Los resultados de estos análisis son tales, que se concibe que estas dos fundiciones puedan sin perder ni ganar cambiar de estado en circunstancias convenientes; es decir, que con una buena calda la fundicion blanca pasará al estado de fundicion gris, mientras que esta fundida al fuego mas bajo posible reproducirá la fundicion blanca.

Esta modificacion isomérica del carbono es de tanta importancia en la teoría de las fundiciones, que no podemos menos de consignar aqui algunas reflexiones sobre este asunto. Parece muy evidente que el carbono no cambia de naturaleza sino por efecto del fuerte calor que se necesita para la produccion de la fundicion gris. Se puede, pues, admitir que el grafito existe ya en la fundicion gris líquida, y que alli se encuentra desde luego en moléculas indistinguibles. Estas

moléculas se reunen poco á poco, y forman unas láminas cristalizadas, ya sea cuando la fundicion está todavía liquida en el crisol, ya durante su solidificacion aun despues de la colada. Una solidificacion lenta permite pues al grafito el desprenderse en láminas mas voluminosas y abundantes. Una solidificacion rápida impide la solidificacion del grafito, templa el carburo de hierro y comunica á la mezcla la apariencia y algunas de las propiedades de la fundicion blanca.

El estado de division del carbon grafitoso comunicará aun á la fundicion gris, enfriada repentinamente, unas propiedades químicas análogas á las de las fundiciones blancas; porque bajo la influencia de los agentes químicos, se mostrará este grafito muy dividido, casi tan dispuesto á contraer combinaciones, como el carbon unido realmente al hierro. Se puede concluir de aqui que en los análisis se determina generalmente demasiado baja la cantidad de grafito.

Manteniéndose mucho tiempo la fundicion gris á una temperatura elevada, se hará no solamente mas rica en grafito, sino que cambiará de naturaleza, sin que la influencia de la escoria aumente en ella la dósis de silicio. Algunos metalurgistas juzgan que la conversion del carbon en grafito no se efectúa tan fácilmente cuando la fundicion está cargada de silicio de calcio ó de manganeso. Para los dos primeros cuerpos no está confirmada esta opinion por el análisis; pero relativamente al tercero, no se puede dudar que el manganeso disminuye en efecto la facilidad de esta conversion sin impedirla absolutamente. Es verdad que las fundiciones blancas manganesíferas se producen de una manera mas constante que las otras en las diversas marchas del horno; pero tambien lo es el que ciertas fundiciones grises son mas ricas en manganeso.

M. Karsten que habia considerado desde luego estos fenómenos de una manera análoga, profesa en la actualidad una opinion diferente que ya hemos dado á conocer (1687). Es probable por lo que se sabe sobre las fundiciones grises, que el carbon se modifique por el calor, y no enfriándose lentamente, como lo supone este célebre metalurgista.

2825. Esta cuestion tan complicada ya, se hace aun mucho mas cuando se considera que el azufre y el fósforo comunican á las fundiciones los caracteres aparentes de las fundiciones blancas. En Suecia se han practicado esperimentos para reconocer la influencia del fósforo; los ensayos se han verificado con el óxido de hierro puro, mezclado con proporciones variadas de fosfato de hierro que contenia cantidades conocidas de fósforo. Hé aquí los resultados obtenidos:

Para una parte de hierro.	0,00025	fósforo.	—Fundicion gris.
id.	0,001	id.	—Id. gris manchada de fundicion blanca.
id.	0,01	id.	—Id. salpicada.
id.	0,02	id.	—Id. blanca.
id.	0,04	id.	—Id. id.
id.	0,08	id.	—Id. id.

En estos resultados solo hay que considerar el sentido, porque la influencia del fósforo está ciertamente exagerada.

El azufre y el arsénico producen unos resultados análogos.

2826. Ya hemos manifestado (1684) los análisis de la fundicion con el carbon de leña y con el cokc espresando estos todas las circunstancias (1688), en que los diversos estados del carbon no se hubieran podido distinguir.

Hé aquí algunos nuevos ejemplos de la composicion de las fundiciones con el carbon de leña, segun M. Berthier. El carbono se determina tambien en masa.

Los análisis de estas fundiciones se han ejecutado ya sea por la oxidacion al aire, ya por medio de bromo ó del iodo cuando estos no contienen sino algunas señales de silicio.

	FUNDICIONES GRISES.		FUNDICIONES BLANCAS.				
	Belabre. 1	Autrey. 2	Beza. 3	Saint-Dizier. 4	Suecia. 5	Tredion. 6	Lohe. 7
Hierro ó manganeso.	96,77	96,20	96,88	96,00	95,30	95,90	96,05
Carbon.	2,95	3,50	3,05	3,60	4,20	3,50	3,50
Silicio.	0,28	0,30	0,07	0,40	0,50	0,45	0,45
	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

(1) Fundicion de Belabre (departamento del Indra) que proviene de los minerales en granos muy aluminosos. Esta fundicion es gris dulce, fácil de limar, y produce un escelente hierro. Se la ha analizado por la oxidacion del hierro.

(2) Fundicion de Autrey (costa de Oro), proviene de los minerales en granos de formacion jurásica. Esta fundicion es gris, de granos gruesos, que está penetrada de una multitud de lentejuelas de grafito; se aplasta por los golpes del martillo antes de romperse; produce un hierro muy tenaz, y se emplea en las fábricas de alambre. Ha sido analizada por el iodo y por la oxidacion al aire.

(3) Fundicion de Beza (costa de Oro) proviene de la fundicion gris del horno de Lissey, que es semejante á la de Autrey. La fundicion de Beza es de un blanco mate, un poco porosa, de estructura fibrosa muy dura, pero sin embargo susceptible de dejarse moler y tamizar: se la ha analizado por el iodo.

(4) Fundicion de Saint-Dizier (alta Marna): blanca y grandes láminas brillantes como las fundiciones manganesíferas. Ha sido analizada por medio del iodo. No se ha buscado en ella el manganeso: este análisis solo hace ver que la fundicion blanca contiene tanto carbono como la fundicion gris.

(5) Fundicion de Suecia que se dice estar dispuesta para producir hierro quebradizo en caliente. Es blanca, de grandes láminas y muy frágil. Solo se ha buscado en ella el carbono por medio del bromo.

(6) Fundicion de Tredion cerca de Vannes (Morbihan). Esta es blanca, laminosa, dura, pero pulverizable. Solo se emplea para lastre: contiene lo menos 0,006 de fósforo. Ha sido analizada por la oxidacion al aire.

(7) Fundicion del horno de Lohe, cerca de Muisen (gran ducado del Rhin): proviene de los minerales espáticos magnesíferos de la gran mina de Stahlberg. Es blanca y de grandes láminas muy brillantes. Se la reduce fácilmente á polvo impalpable. Produce escelente acero por la afinacion. Ademas del carbon contiene 0,04 lo menos de manganeso.

2827. Examinemos ahora la naturaleza de las escorias. Segun el resultado general de los análisis practicados en Suecia, se pueden establecer las relaciones siguientes en la composicion de las escorias, la cual es tan variable, que solo se pueden asignar los límites estremos.

						Término medio.	
Sílice	de	48	á	56	por 100	50=26	oxígeno.
Cal		20	á	30	id.	23=6,4	11,8
Magnesia		5		15	id.	9=3,4	
Protóx. de manganeso		5		15	id.	9=2,0	
Alúmina		5		15	id.	9=4,2	
						100	

Se puede, pues, concebir como composicion media de la escoria aquella en que las bases fuertes se hallen en el estado de bisilicato, y la alúmina en el de silicato neutro.

Sea como quiera, si se trata de fundiciones grises es necesario aumentar un poco la dósis de sílice y de alúmina para disminuir la fusibilidad de las escorias. Cuando se trabaja en fundiciones blancas se fuerza un poco la dósis de cal para hacer las escorias mas fusibles. Al mismo tiempo se purgan por este medio las fundiciones de una parte del azufre que pudiera contener el mineral.

Aqui encuentra su aplicacion un principo general, que ya hemos anunciado anteriormente relativo á la fusibilidad de los silicatos. Por otra parte en igualdad de circunstancias su fusibilidad aumenta complicando su composicion: asi un silicato infusible añadido á la escoria disminuye menos su fusibilidad que lo que se pudiera esperar, y un silicato fusible aumenta mas de lo que se hubiera imaginado si solo se hubieran tenido en cuenta sus propiedades particulares sin apreciar el efecto general que ejerce su presencia. El silicato de cal produce una mala escoria: la alúmina, la mejora de tal suerte, que esta mezcla ternaria constituye tal vez la mejor escoria para las fundiciones grises, cuando está formada

de 50 de sílice, 23 de cal y 27 de alúmina. Esta última base está aqui á su máximum. Cuando se hace intervenir la magnesia hasta cierta dósis aumenta la fusibilidad de la escoria; pero pasada esta cantidad se hace refractaria. El protóxido de manganeso produce resultados muy ventajosos cuando se trata de la fabricacion de las fundiciones blancas, porque aumenta la fusibilidad de la escoria, y suministra á la fundicion cierta cantidad de manganeso que facilita como se verá mas adelante la afinacion que ha de servir para el acero.

2828. Hé aquí algunos ejemplos de la composicion de estas escorias, segun M. Karsten, que ha sometido al análisis los diversos productos de los ensayos practicados en Prusia sobre unos hierros pardos arcillosos; estos análisis han producido los resultados siguientes:

	1.° á 17 por 100 de castina; dósis ordinaria.	2.° á 26 por 100 de castina.	3.° á 38 por 100 de castina.
	Escoria vitrea.	*Escoria vitrea.*	*Escoria litoide.*
Silice....	54,1	45,8	41,3
Alúmina.........	6,7	4,0	6,2
Cal..............	26,9	42,0	44,5
Protóx. de manganeso........	11,6	7,2	7,5
Id. de hierro....	0,2	0,1	0,1
Azufre y pérdida.	0,5	0,9	0,4
	100,0	100,0	100,0

	Fundicion gris.	Fundicion gris.	Fundicion gris.
Silicio............	2,26	1,30	1,30
Carbono libre....	3,33	3,62	3,62

En el tercer ensayo las escorias que se hicieron demasiado refractarias no permitieron prolongar bastante el esperimento para poder obtener el efecto completo de la adicion del fundente. La primer escoria es un bisilicato, y la segunda un sesquisilicato.

Hé aquí algunos análisis aislados que seria inútil multiplicar.

	Hierro arcilloso.	Hierro espático.
Sílice................	43,0	52,8
Cal..................	26,5	5,6
Manganesa.	0,0	9,0
Alúmina.	21,5	3,4
Protóxido de hierro.	3,0	1,4
Id. de manganeso..	4,0	26,2
	98,0	98,4
	Sesquisilicato.	Bisilicato.

2829. *Fundicion de leña.*—Ya hemos hecho notar cuán ventajoso es el sustituir la leña natural al carbon de leña en la fundicion de los minerales de hierro: el cálculo es muy fácil y no deja ninguna duda. En la conversion de la leña en carbon puede contarse segun el método con que se practica esta operacion en los bosques que solo se obtienen 16 ó 17 de carbon por 100 de leña en vez de 36 ó 37 que esta contiene. Lo restante del carbon se quema en pura pérdida porque la cantidad estrictamente necesaria para evaporar el agua de la leña es de poca entidad.

De esta conparacion se concluye, que si en el horno alto se carga la leña natural, el calor que se ha perdido hasta el

presente de las carboneras, se utilizará en la marcha del horno.

Se concibe fácilmente por otra parte que en razon de la altura del horno y de la temperatura elevada que se desenvuelve en él, se carbonizará la leña mucho tiempo antes de llegar cerca de la tobera. Una vez que ha llegado á este punto se hallará á propósito para desenvolver la elevada temperatura que se necesita para la fusion. Este carbon aun será preferible al que se emplea ordinariamente, porque se sabe que el carbon mas reciente es tambien el mejor.

El inmenso interés de esta cuestion nos empeña á entrar en algunos detalles sobre los recientes ensayos á que ha dado lugar.

Esta sustitucion se ha practicado en Finlandia en la fábrica de Sumbola que pertenece al coronel Foëck.

El horno en que se ha verificado tiene $9^{m},24$ (1) de altura: hay ademas sobrepuesta una chimenea de $2^{m},84$ que compone en su totalidad $12^{m},08$. Las secciones horizontales son unos paralelógramos rectangulares. El crisol tiene $0^{m},48$ en cada cara, y $1^{m},42$ de altura: la parte del horno en que se verifica la fusion que es recta tiene $1^{m},77$ de altura. El vientre, cuyas paredes son verticales, tiene $1^{m},42$ por cada cara, y $3^{m},91$ de altura. Para obtener un descenso regular de las cargas de leña, se ha cambiado la disposicion ordinaria del vientre: este se prolonga hasta la boca que está al nivel de la plataforma, y por la cual se cargan la leña y el mineral. Esta boca lateral solo se practica en el costado del horno que está opuesto á la tobera; tiene $1^{m},10$ sobre $2^{m},31$. Partiendo de este punto que está á $7^{m},11$ desde

(1) El metro es igual á 3,57 pies.

el fondo del crisol, el horno se estrecha, y el principio de la chimenea solo tiene $1^m,20$ de costado en sentido del corte por la tobera, y $1^m,03$ por la otra cara. La tobera que está á $0^m,55$ sobre el fondo del crisol, solo tiene $0^m,22$ de diámetro; sin embargo, los fuelles son fuertes, y la presion casi igual á la que exigiria el cokc, la cual parece muy considerable.

Las cargas se introducen en el horno por la boca de que hemos hablado: la leña, que es de abeto, se corta en trozos de $1^m,42$ segun las dimensiones interiores del vientre: se emplea en troncos bastante gruesos, y los árboles que tienen $0^m,25$ á $0^m,30$ de diámetro, solo se dividen en dos partes. Se pretende que la leña menuda se comunicaria inútilmente sin convertirse en carbon. Se dice ademas que la leña no tiene necesidad de secarse; se emplea por el contrario en el estado de humedad en que se encuentra despues de haber pasado el invierno en los bosques: lo mismo sucede con respecto al mineral; el mineral de lagos ó de pantanos que se emplea en Finlandia se conduce á los altos hornos tal cual se encuentra en los montones espuestos al aire admosférico y aun enteramente penetrado de hielo. El trabajo del horno alto se practica como de ordinario, á escepcion de no brascar lo interior del crisol y de no separar las escorias sino tres veces en cada veinticuatro horas; para esta operacion se emplean los hurgones de gancho; las escorias que se obtienen estan cubiertas de gotitas de fundicion. La fundicion que se obtiene es muy líquida y corre sin chispear; asi conviene perfectamente para amoldar con ella grandes piezas. Esparciendo agua en su superficie exhala un olor sulfuroso.

Se emplea para fundente la arena blanca; el empleo de la calcárea parece que no ha tenido buen éxito, y esto con-

siste en la naturaleza del mineral. En las cargas se emplean muchas escorias.

2830. Los pedazos de carbon que se separan accidentalmente del carbon, se encuentran como se puede concebir en un estado perfecto de carbonizacion.

Hé aquí el consumo y los productos del horno alto de Sumbola. Una carga se compone de

Leña..................................	1 m,078 cúbicos (1).
Mineral...............................	165 k,54 (2).
Pedazos de fundicion y escorias...	65 ,40
Arena blanca de mar................	4 ,10

Se han hecho 160 cargas por semana, para las cuales se ha empleado.

Leña..............................	172 m,524 cúbicos.
Mineral...........................	39 ,413 k.
Arena.............................	654 k.
Y el producto ha sido de...	11 ,538 k.

Se ha elegido la época en que la marcha del horno era la mejor, y cuando la abundancia del agua permitia emplear el viento bajo una fuerte presion.

Se encuentra definitivamente:

Fundicion producida.	100 k.=500 k.
Leña consumida......	1m,5 c.=1350000 calorias.

(1) El metro cúbico equivale á 46,2265 pies cúbicos.

(2) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

Cuando se ponia el carbon de leña con el mismo mineral se obtenia:

Fundicion producida...	100
Carbon.................	$2^{m},25$ c.=300 k.=2250000 c.
Leña que representa este carbon.........	$4^{m},5$ c.=1500 k.=4050000 c.

Asi el consumo de leña quedará reducido al tercio del que era antes de su empleo directo. Pero es facil advertir que se ha tomado por término de comparacion un tipo de consumo en carbon al poco mas ó menos doble del consumo ordinario.

2831. De aqui se concluye que en este procedimiento se emplea casi tanta leña cuanta seria necesaria para suministrar el carbon, y que se gana principalmente en los gastos de fabricacion de este último. El problema se ha resuelto únicamente manifestando la posibilidad de hacer la fundicion por medio de la leña natural. Este resultado tan diferente del que se podia esperar, consiste en la manera de concebir la cuestion. Se ha combinado todo para hacer desde luego el carbon; de aqui la forma del horno y su altura, que permiten á la leña carbonizarse en la parte superior ; de aqui tambien el empleo de la leña en pedazos gruesos y húmedos; las demas condiciones, tales como el empleo del viento bajo una fuerte presion y por una tobera estrecha; y por último el del mineral en el estado húmedo son unas consecuencias principales.

Se ha querido carbonizar la leña para que el carbon al llegar al sitio en que se verifica la fundicion pueda conducirse como en los hornos ordinarios; para conseguir esto el

grueso de los troncos, la forma rectangular del cubo, la altura del horno, la presion estraordinaria del viento, condiciones todas incómodas no han sido suficientes. Se ha encontrado necesario para ayudar al empleo de un combustible que no difiere del carbon sino por la presencia del agua el introducirlo en el horno enteramente mojado. Es necesario que el empleo de la leña sea muy bueno para haber podido resistir á unas pruebas tan violentas. Es cierto que el carbon no las hubiera podido soportar.

¿Será necesario atribuir á la naturaleza de la leña de abeto la necesidad de estas disposiciones? Es muy posible, pero al menos será preciso evitarlas empleando nuestras leñas.

Parece que las condiciones del empleo de la leña son muy claras. Es necesario desecarlas todo lo posible para las fábricas que se sirven de ellas; es necesario dividirlas en troncos de 10 á 12 pulgadas de longitud á fin de poderlas cargar á manera de carbon. El horno debe estar construido como de ordinario formando su cubo por dos conos truncados, pero teniendo cuidado de dar al cubo superior una capacidad que esté en relacion con el esceso de volúmen de la leña. El viento deberá ser siempre un poco mayor del que exige un horno de carbon para privar al cubo superior de los gases que se arrollan en la destilacion de la leña; pero el esceso del viento será tanto menos necesario cuanto mas secas se encuentren las cargas.

Se desprenderá siempre por la boca de un horno semejante una gran cantidad de gases inflamables, que será necesario utilizar para la tostion del mineral, y cargar este inmediatamente. Uu horno semejante se divide en dos partes bien distintas; la inferior es un horno de conbustion viva, y la superior un verdadero aparato destilatorio para la leña.

Por lo demas despues de haber estudiado los hornos de porcelana dura, se advierte que es necesario bien poco para fabricar los hornos de fundicion; y entonces las mejores disposiciones se encuentran realizadas con respecto al combustible.

Si los multiplicados y repetidos esperimentos sobre las diferentes calidades de leña y de mineral han tenido el feliz resultado que parece prometer el ensayo practicado en Finlandia, producirán los resultados mas importantes para la metalurgia, y la del hierro no será la única que lo ponga en práctica, si como se anuncia es cierto que este procedimiento, aplicado en Siberia á la metalurgia del cobre, ha producido los resultados que se apetecen. Sin embargo, siendo la produccion del hierro la principal de todas, debe aplicarse á ella principalmente. Seria muy conveniente que se repitieran estos ensayos en varios puntos para afirmar el procedimiento.

Es necesario repetir sin cesar que la diferente naturaleza de las leñas que se emplean puede ejercer una grande influencia. Las leñas de Francia no son resinosas como las del norte, y es muy posible que no sea conveniente para las dos la misma disposicion en los aparatos. Se sabe en efecto que hay una diferencia enorme entre los volúmenes respectivos de carbon que estas dos clases de leña suministran.

2832. *Fundicion con el cokc.*—La fabricacion de la fundicion por medio de la ulla ofreció grandes inconvenientes cuando se ensayó por la primera vez. La presencia del bisulfuro de hierro que con tanta abundancia se encuentra en las ullas y la fusibilidad de este combustible eran causas de entorpecimientos muy considerables.

El azufre contenido en la pirita que acompaña habitualmente á las ullas perjudicaba á la calidad del hierro. La

misma ulla al hincharse obstruia al horno, y le deterioraba por el esfuerzo que ejercia sobre sus paredes. Todos estos obstáculos desaparecieron por la conversion de la ulla en cokc, que parece bien propio efectivamente para dar los resultados mas análogos á los que produce el carbon de leña.

Pero asi como de poco acá se ha buscado el modo de reemplazar el carbon de leña por la leña natural, tambien se ha tratado de sustituir el cokc por la ulla.

Las circunstancias son las mismas. Es necesario dos partes de ulla para suministrar una de cokc; de consiguiente hay una inmensa economía en realizar esta sustitucion. Se saben por otra parte corregir en la actualidad los inconvenientes que resultan de la presencia del azufre, y bajo este aspecto se convierte en leve la mayor dificultad. En cuanto á la duracion de los altos hornos bajo el esfuerzo que la hinchazon de la ulla ocasiona, puede mejorarse dando á estos aparatos una construccion á propósito para contrarestar estos esfuerzos.

Asi el trabajo con el cokc podrá desaparecer un dia para dar lugar al de la ulla. Vamos sin embargo á examinar desde luego el primer sistema, y en seguida, estudiaremos el segundo.

2833. El cokc destinado al servicio de los altos hornos se obtiene en general por una destilacion al aire libre. El que se practica por medio de las ullas menudas se obtiene solamente por una destilacion en lcs hornos. Habiendo descrito ya (622) los procedimientos que se practican para la preparacion de este producto, seria inútil volver á ellos. Asi nos limitaremos á decir que en Inglaterra la fabricacion del cokc se verifica sobre todo en unas pilas sencillas ó en pilas de chimenea central por el procedimiento de Wilkinson. Las

ullas menudas se carbonizan en unos hornos mas ó menos análogos al de Lord Dundonnald.

Muy difícil es fijar el valor relativo de estos procedimientos; el cokc fabricado al aire libre se considera como preferible al que se obtiene en los hornos; y esto debe ser asi en general, puesto que los hornos solo se emplean para las ullas menudas mucho mas impuras siempre que la ulla gruesa. Por otra parte la carbonizacion en hornos produce mas que la carbonizacion al aire; lo cual consiste á lo menos en parte en la misma causa. Pero la carbonizacion al aire es facil y poco costosa; exige poco local, y no ocasiona ningun gasto de aparatos, cuyas circunstancias aseguran por largo tiempo al menos la preferencia sobre el otro procedimiento.

Hé aquí algunos resultados por estos diversos medios.

		Cokc para 100 de ulla.
Carbonizacion en pilas....	Dudley...........	50 á 60.
	Plimouth-works.	83: la ulla es muy seca.
	Dowlay..........	66
	Neath-abbey....	60
	Glasgow.........	50
	Yorkshire........	50
	Bradford.........	50
Carbonizacion en hornos.	Neath-abbey....	60
	Swansea.........	54
	Glasgow.........	50
	Lemington.......	61
	Bradford.........	60

Se puede considerar como un término medio bastante general el producto de 50 por 100 para el cokc fabricado en pilas y en 60 para el fabricado en hornos. Los resultados consignados en esta tabla no difieren de estos números sino cuando se han carbonizado unas ullas escepcionales. Estos números convienen pues á todas las ullas de mediana calidad.

2834. La fundicion inglesa se podria distinguir en numerosas variedades; pero en general se reducen á 3 ó 4. La que se obtiene mas comunmente es negra y muy dulce; el comercio conoce estas variedades de fundicion en los números 1, 2 y 3.

Núm. 1. *Fundicion muy negra.*—El color de esta fundicion es muy negro como lo indica su nombre; su grano es grueso y redondo. Adonde está fundida se solidifica con mucha lentitud. En el momento de colarla es pastosa á causa de su poca fluidez, y despide chispas azules. Su superficie se cubre de vejetaciones grafitosas. Es muy tierna, poco tenaz; solo toma un pulimento mate y se afina con mucha dificultad; solo se emplea despues de una segunda fusion, y entonces pasa al número 2. La fundicion muy negra toma siempre orígen al principio de la fundicion cuando hay un esceso de carbon en el horno. Por estension se designan bajo este número la mayor parte de las fundiciones dulces.

Núm. 2. *Fundicion negra.* Este es el producto que se trata de obtener constantemente, pero modificándole segun que se destina al amoldado ó á la afinacion.

La primera variedad es bastante negra, de granos un poco gruesos, muy tenaz, y facil de tornear y pulir; esta se destina al amoldado.

La segunda variedad no es tan negra, y tiene los granos

mucho mas pequeños; esta solo se reserva para la afinacion.

Estas variedades de fundicion pasan al número 3 luego que se las ha sometido á un gran número de fusiones sucesivas.

Núm. 3. *Fundicion blanca.*—Esta fundicion es blanca y muy quebradiza; corre mal, y despide al colar numerosas chispas muy blancas y vivas. Se solidifica con mucha prontitud; tiene una superficie escabrosa; su fractura es laminosa é irradiada; el acero templado no la puede atacar.

Esta fundicion proviene ordinariamente de un entorpecimiento en la marcha del horno. No se emplea jamás para el amoldado, y cuando se la afina produce un hierro de mala calidad. Hay algunos hornos altos que solo producen la fundicion número 3, pero sin duda alguna la apariencia esterior hace confundir bajo el mismo número muchas fundiciones diferentes.

Núm. 4. *Fundicion jaspeada.*—Esta clase de fundicion se produce muchas veces en Inglaterra y se aplica, ya sea para el amoldado, ya para la afinacion; pero en uno y otro caso no se la emplea sola, sino que se la mezcla para el amoldado con fa fundicion número 1 y para la afinacion con la fundicion número 2.

2835. El consumo de combustible que exige un horno alto de cokc se divide en 3 operaciones distintas; la tostion del mineral, las máquinas soplantes y la fusion del mineral. Para la tostion y para producir el viento se emplean las ullas menudas, pero para la fundicion del mineral se tiene por costumbre emplear el cokc: como el cokc es mas denso y menos combustible que el carbon de leña, exige mas viento que este, y por consecuencia los hornos de cokc deben ser mas elevados que los que marchan por medio del

carbon de leña; su altura varía ordinariamente entre 13 y 16 metros (46,41 y 57,12 pies). Hay algunos que tienen hasta 20 metros (71,40 pies) de altura. En estos hornos se refunden con las cargas ordinarias, las piezas gruesas de fundicion que han quedado faltas; se les da esta altura estremada para que tengan tiempo de fundirse antes de llegar al crisol.

El vientre de estos hornos es mas ancho que el de aquellos en que se consume el carbon de leña. La pendiente del punto en que se verifica la fusion es menos rápida; sin esta circunstancia resbalarian las materias con demasiada prontitud; se amontonarian de modo que cerrarian el paso del aire; el plano de este sitio llamado *parada* hace un ángulo de 66 á 70° con el horizonte.

El sitio de la obra, siendo mas elevado que los hornos para carbon, es tambien mas ancho. En una obra mas estrecha estarian las paredes demasiado aproximadas al punto central donde se desenvuelve el calor mas considerable, y seria casi imposible el proporcionarse materias bastante refractarias para resistir á esta temperarura.

El crisol es generalmente un prisma rectangular, cuya longitud varía como tambien el ancho y altura con las demas dimensiones del horno.

En algunos hornos nuevos del pais de Gales han sido estas cuatro partes tan distinguidas generalmente en los altos hornos antiguos reducidas á 2 con respecto á la forma. La cabidad interior se compone de dos conos truncados y unidos por una curbatura. El cono inferior representa á la vez el crisol, la obra y la parada ó punto de fusion. Esta modificacion ha sido introducida por una causa que se debe considerar detenidamente; porque se asegura que en menos de

dos meses de trabajo se degrada y toma realmente esta forma el interior del vacío de los altos hornos.

Daremos aqui algunas dimensiones de los aparatos de este género, prescindiendo de la lámina 61 que representa un horno alto inglés bien construido.

	Segun los señores Elie de Beaumont y Dufrenoy.					Lavoulte.	
	m. (1)	m.	m.	m.	m.	m.	m.
Altura del crisol á la boca....	13,7	15,8	13,7	15,0	13,0	15	15
Id. del crisol..........	1,9	2,1	1,8	2,1	2,1	2,1	2
Id. de las paradas..........	2,4	2,4	2,3	1,8	2,4	2,3	1,98
Id. del cubo..........	9,3	11,2	9,5	11,0	8,5	10,7	11,0
Id. de la chimenea..........	2,4	2,4	3,6	3,9	3,0	3,3	3,3
Id. del crisol al fondo..........	0,76	0,76	0,73	0,60	0,61	0,83	0,75
Id. del crisol á la parte superior de la obra..........	0,91	0,91	0,86	0,80	0,75	0,9	0,9
Diámetro del vientre..........	3,89	4,07	4,56	4,10	3,95	4,30	4,0
Id. de la boca..........	1,36	1,52	1,37	1,15	1,01	1,68	1,68
Inclinacion de las paradas....	59°	58°	57°	52°	60°	62°	62°

Estas son las dimensiones que pueden llamarse medias: algunas veces suelen pasar bastante de estas las proporciones de los altos hornos. Para manifestarlo basta decir que se han construido algunos que pueden suministrar de 15000 á 18000 kilógramas (32700 á 39240 libras) de fundicion por dia, mientras que el producto de los que tienen las dimensiones que acabamos de manifestar varian de seis mil á ocho mil kilógramas (13080 á 17440 libras).

(1) El metro equivale à 3,57 pies.

Todavia no se han fijado las opiniones con respecto á las ventajas de estos hornos exagerados. Solo se han adoptado para algunas ullas de una densidad que rara vez se encuentra, y se sabe que los cokes ordinarios no podrian emplearse en estos hornos.

2836. Por lo demas puede decirse que á escepcion de algunas ligeras modificaciones que se pueden introducir en algunas de las dimensiones, segun que la fabricacion corriente debe suministrar fundiciones blancas y fundiciones grises, las proporciones de los altos hornos pueden permanecer las mismas en todos los casos.

Los señores Coste y Perdonet que han visitado con atencion un gran número de fábricas de hierro en Inglaterra, y que han podido aprovecharse por otra parte de muchos datos recogidos por otros ingenieros, establecen las proporciones siguientes :

1.ª Las variaciones de la mayor parte de las ullas y las de los minerales ejercen una débil influencia sobre las dimensiones de los altos hornos.

Se dice la mayor parte, y no todas las ullas, porque el ejemplo de los altos hornos de Merthyr prueba que las ullas que se aproximan mucho á la antracita pueden funcionar en los altos hornos de unas dimensiones exageradas á las que las ullas ordinarias no podrian alimentar.

2.ª Aumentando la altura y disminuyendo el diámetro en el vientre y la inclinacion de las paradas, se mejora la calidad de las fundiciones; entendiendo esto hasta ciertos límites, y asociando estas modificaciones con las convenientes en el trabajo.

3.ª Con las ullas sulfurosas ó en general inferiores se pueden fabricar buenas fundiciones con tal que no se tenga

demasiada economía en la fabricacion del cokc y que no se introduzcan en gran cantidad en las cargas.

2837. Para quemar con la rapidez conveniente los carbones colocados sobre el contravientre, sin aumentar la presion del aire, se colocan dos toberas opuestas y aun algunas veces tres.

La forma de estos hornos, la disposicion de los canales que sirven para desecar el aislamiento del cubo con respecto á las paredes son realmente los mismos que para los hornos de leña. La cantidad de viento que se consume en un horno de cokc varía de 1500 á 1800 pies cúbicos por minuto, segun la compacidad del carbon y la mayor ó menor fusibilidad del mineral. Un horno del pais de Gales consume cerca de 4000 pies cúbicos.

El macizo de estos hornos es mas considerable que el de los hornos de leña cuando aquellos estan provistos de una doble muralla, y por esto exigen mayor precaucion al comunicarlos el fuego: el cokc con mayor lentitud que el carbon de leña es mas lenta la desecacion. Es necesario tener cuidado de no precipitar esta operacion, porque con mucha facilidad podrian hendirse las paredes del horno ó destallar las piedras de la obra. La carga del mineral debe graduarse de manera que el horno haya adquirido el calor conveniente antes de cargar enteramente el mineral.

El trabajo de los hornos en que se consume el cokc, asi como las señales que guian al fundidor, son al poco mas ó menos iguales á las de los hornos en que se emplea el carbon de leña.

2838. Las escorias de los hornos de cokc no tienen jamás la trasparencia de las que se producen en los hornos de carbon de leña; por lo general son compactas, terrosas, de un

amarillo agrisado y algunas veces teñidas de azul; producen un olor arcilloso cuando se sopla encima de ellas. Su composicion es diferente: contienen mayor cantidad de cal que las que se producen por el carbon de leña. Estas últimas no se fundirian si contuvieran igual cantidad de esta sustancia.

La adicion de un esceso de cal es necesaria, porque sin atender á los minerales contiene el carbon un poco de azufre que pasa en parte á la escoria donde entra en el estado de sulfuro de calcio. Los ensayos que se hàn practicado recientemente en Francia, tienden á probar que el aumento de la cal en las escorias que se producen con el carbon de leña, es tambien muy favorable: es necesario en este caso aumentar la temperatura del horno, bien sea aumentando mucho la cantidad de aire que se le comunica habitualmente, bien estrechando un poco la obra.

Hé aquí el análisis de algunas escorias segun M. Berthier.

	Dowlais.		Dudley.	San Estevan.	
	De buena fundicion.	De mala fundicion.		De fundicion gris.	De fund. blanca.
Sílice.........	40,4	37,0	41,6	36,6	38,8
Cal.	38,4	38,4	37,2	36,4	37,0
Manganeso...	5,2	4,2	»	4,8	3,2
Alúmina.	11,2	13,2	15,4	18,4	15,2
Protóxido de manganeso.	»	2,6	2,0	»	»
Id. de hierro.	3,8	1,2	3,4	»	4,4
Sulfuro de calcio.......	»	2,0	»	3,4	1,6
	99,0	98,6	99,6	99,6	100,2

En todas las escorias de los altos hornos de coke se apro-

ximan las bases al estado de silicato neutro, y se mantienen bastante hácia este estado de saturacion cuando el horno marcha bien. Estas escorias son, pues, mas básicas que las de los hornos en que se consume el carbon de leña como ya hemos indicado.

M. Berthier y los químicos suecos han encontrado en estas escorias sulfuro de calcio: esto esplica bien la utilidad indispensable de este esceso de cal: se advierte que la escoria básica viene á ser entonces un disolvente útil del azufre que separa la fundicion. Con respecto al fósforo estan divididas las opiniones: M. Berthier imaginó que el esceso de cal puede provenir de la descomposicion de los fosfatos, mientras que M. Karsten parece admitir que en todos los casos el fósforo contenido en las mezclas pasa en su totalidad á la fundicion. Este es un punto que exige y merece unas investigaciones especiales.

2839. La fundicion por el cokc es mas subida que la fundicion de los hornos por el carbon de leña; es igualmente mas dulce, y se emplea mejor en el amoldado. Se puede obtener una fundicion menos gris que se destina á la afinacion segun que se carga mas mineral en el horno, ó que se da una pendiente mas rápida á las paradas. En todos estos casos esta fundicion es todavia menos fácil de trasformarse en hierro que la fundicion que se obtiene en los hornos alimentados por el carbon.

Para completar los datos ya espuestos (1684) sobre la composicion de las fundiciones por el cokc, manifestamos aqui los análisis practicados recientemente por M. Berthier que no siempre convienen en su resultado general con los de Gay-Lussac, como lo advierte M. Berthier en las notas que acompañan á estos análisis.

	Firmy. 1	Janon. 2	Charleroy. 3	Inglaterra. 4
Hierro...........	91,10	92,20	94,20	95,30
Carbono..........	3,00	4,30	2,30	2,20
Silicio...........	4,50	3,50	3,50	2,50
Escoria....... ...	1,40	»	»	»
	100,00	100,00	100,00	100,00

(1) Fundicion de Firmy (Aveyron), que provenia de la fundicion hecha en la fábrica. Esta fundicion es de un color gris que pasa al jaspeado; es granugienta, sus granos son medianos y apretados; es perfectamente homogénea y no presenta ninguna burbuja de viento en su interior; es muy densa, fácil de limar, y se aplasta sensiblemente por el choque del martillo. Cuando está reducida á limadura la atacan los ácidos con mucha facilidad: hace efervescencia con los ácidos muy dilatados, aun con el ácido acético. Esta propiedad, que pertenece á la mayor parte de la fundicion preparada con el cokc, parece depender de la gran proporcion de silicio que encierran. Cuando se la analiza, bien sea por el ácido nítrico débil, bien por el cloro ó el iodo en disolucion, solo produce 0,018 de carbono. Se la ha analizado por la oxidacion del aire como á las demas fundiciones de que vamos á hablar, y no contiene manganeso, pero sí 0,002 de azufre en igual cantidad de fósforo.

(2) Fundicion de los hornos de Janon cerca de San Estevan (Loira): esta es de un color gris y mediana calidad.

(3) Fundicion de Charleroy, Bélgica; es muy dulce y tiene un color gris subido sin ser negra. Se la considera como

escelente para todos los objetos amoldados. Esta fundicion se obtiene de los minerales de aluvion ó de formaciones calcáreas; es la mejor fundicion que se produce sobre el continente para los objetos amoldados.

(4) Fundicion inglesa llamada fundicion negra de primera calidad para los objetos amoldados. Esta se ha tomado en los talleres de M. Delabre, cerca de París, donde se ha hecho de ella un gran uso; su color es negro agrisado; su grano es grueso y escamoso. Tratándola por el ácido sulfúrico dilatado produce 0,018 de carbon mezclado con 0,005 de sílice. Con el agua régia el resultado es el mismo poco mas ó menos. Oxidándola al aire queda todo el carbon con la sílice, y este no pasa á la incineracion sino con mucha dificultad. Es muy notable que asi esta fundicion como la de Charleroy, que como ella es escelente para el amoldado, contenga mucho menos carbono que las fundiciones ordinarias, y que contenga menos silicio que la mayor parte de las fundiciones que provienen de los hornos alimentados por el cokc, lo que es enteramente contrario á las ideas generalmente admitidas.

2840. *Fundicion al aire caliente ó por la ulla.*—El empleo del aire frio en el servicio de los altos hornos parecia una de las condiciones mas necesarias para su marcha, que se presentó muy estraordinaria cuando se trató de sustituirle por el aire caliente. Ya hemos referido en otra parte la esplicacion mas verosímil que se puede dar de los efectos del aire caliente; vamos ahora á dar á conocer los resultados que se le atribuyen y los medios que se emplean para alimentar con él el horno.

Cuando el aire debe estar caliente es necesario que la máquina soplante le reuna en un regulador seco y no en un regulador de agua. El vapor de agua de que se carga en este

último aparato, se descompone al atravesar los tubos de fundicion que sirven para calentar el aire, pues se altera y produce de esta manera unos accidentes que han hecho el empleo del regulador de agua poco conveniente.

Al salir del regulador llega el aire á un largo conducto de fundicion formado de tubos de 15 pulgadas de diámetro por 18 líneas de espesor; el conducto está provisto de compensadores colocados de distancia en distancia, para prevenir los efectos que la dilatacion no dejaria de ocasionar si formara un todo contínuo; en su interior hay dispuestos unos diafragmas que obligan á circular el aire y á bañar las superficies metálicas, de manera que se calienta por el contacto de la fundicion. Tal vez seria útil colocar unos diafragmas enrejados á poca distancia uno de otro para llenar el mismo objeto; advirtiendo que seria necesario multiplicarlos hácia el fin del conducto sobre todo. A este conducto se le da un desarrollo de 20 á 40 metros (71,40 á 142,80 pies). Se le calienta por uno ó muchos fogones, de los cuales la llama y el humo pasan al través de un largo canal horizontal ocupado por el conducto, antes de llegar á la chimenea que los da salida á la atmósfera. Es de creer que el aire que se ha de calentar y la llama, sigan la marcha inversa de tal suerte, que el aire entre en el conducto por el lado de la chimenea y venga á salir por el lado de los fogones; la parte del tubo que está colocada encima del fogon está rodeada de ladrillos que la preservan del fuego.

2841. Si nos atenemos á las aserciones de los fabricantes ingleses, deberá calentarse el aire hasta el punto de la fusion del plomo lo menos, y mejor todavía hasta el de la fusion del zinc; sus efectos á una temperatura mas baja serian mas bien perjudiciales que útiles. Para obtener siempre

con respecto á este punto una entera seguridad, se ha dispuesto una abertura en el estremo del cubo que pone el conducto en comunicacion con la tobera, á fin de poder colocar en ella de tiempo en tiempo un pedazo de plomo ó de zinc para poder apreciar exactamente la temperatura del aire que la atraviesa.

Las toberas alimentadas por este aire caliente se queman con tal prontitud, que no se podria mucho tiempo hacer uso de ellas si no se tuviera cuidado de formarlas de dos piezas concéntricas, entre las cuales circula sin cesar una corriente de agua fria, como se practica para las toberas de las refinerías. Es evidente que el aire desciende de temperatura, pasando de esta manera al través de una tobera enfriada; esta es una razon mas para elevar su temperatura á mayor grado.

Este aire caliente lanzado en el horno permite emplear la ulla natural; cuando por otra parte esta no es muy piritosa, la fundicion se hace con mayor facilidad y rapidez, mejorándose el producto por causa de la elevada temperatura bajo cuya influencia se forma. Se puede disminuir la dósis de castina sin perjudicar al éxito de la operacion; el esceso de temperatura remedia el defecto de reductibilidad que resultaria por la accion de la mezcla.

Hé aqui una tabla que ofrece el resúmen del trabajo de muchos hornos ingleses en el antiguo y nuevo sistema para 1000 kilógramas de fundicion.

	Ulla consumida.	Mineral.	Castina.	Fundicion producida en una semana.
Aire frio y coke..	7.105k. (1)	3,300k.	750k.	45,675k.
Id. caliente y coke.	5,672	3,300	507	60,900
Id. id. y ulla......	2,234	3,300	397	65,975

La economía podria, pues, evaluarse al menos en la mitad de combustible y en la mitad de la castina, y se obtendria un esceso de produccion tan considerable, que podria por sí solo suministrar un beneficio muy importante. Pero el consumo de combustible de los altos hornos antiguos es exagerado en este cálculo, como se advertirá mas adelante.

El gasto de combustible y de trabajo para calentar el aire se aprecia al poco mas ó menos en un franco por cada 1000 kilógramas de fundicion; aunque parece pequeño este gasto, es de presumir que se tratará de hacerle nulo aprovechando para calentar el aire el humo de algunos hornos que existen en las fabricas completas de hierro. Es necesario advertir, sin embargo, que la ulla empleada para este fin se compone de todos los despojos y menudencias que tienen generalmente poco valor.

Las toberas duran cerca de tres semanas con tal que se tenga el cuidado de enlodarlas con una arcilla muy refractaria en el momento de colocarlas.

En fin, la marcha de los altos hornos no presenta nada de particular.

Tales son los resultados obtenidos por el empleo de este sistema, puesto en práctica desde luego en el ingenio de M. Dunlop.

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

Antes de formar sobre este asunto un juicio definitivo, es necesario tener unas pruebas mas variadas, porque si en algunas fábricas se han presentado dos efectos milagrosos, por decirlo asi, hay otras en que los resultados no han sido satisfactorios. Se asegura, sin embargo, que estos resultados negativos han consistido en unas causas enteramente accidentales.

Fundicion amoldada.

2842. El arte de amoldar la fundicion conocida, hace ya mucho tiempo, se ha generalizado en sus aplicaciones de medio siglo á esta parte por las investigaciones de los fabricantes ingleses que han comprendido la inmensa ventaja que las artes mecánicas pueden reportar con el empleo de las piezas amoldadas.

La fundicion proporciona efectivamente muchas piezas, que vaciadas sobre el molde se obtienen al primer golpe con un gasto mucho mas inferior que si se trátara de obtenerlas de hierro forjado. Conviene perfectamente ademas, para muchos usos que exigen, una materia mas dura que el hierro. Tambien se hace uso de le fundicion para reemplazar al bronce en algunos casos, y en particular en la fabricacion de los cañones de la marina. Comparada la fundicion amoldada con el bronce, ofrece unas ventajas reales á causa de su bajo precio, de su menos fusibilidad, de su dureza, y aun de la pureza del amoldado cuando se ejecuta sobre unas piezas de pequeño volúmen.

En efecto, la fundicion es mas líquida y se contrae menos que el bronce, lo que hace mas perfecto el amoldado; pero como se cuela á una temperatura mucho mas elevada,

altera los moldes con mucha mas energía cuando se opera sobre piezas de grandes dimensiones. Despues se restauran con tanta dificultad los defectos del amoldado, que no se puede reemplazar el bronce por la fundicion cuando se trata de piezas voluminosas y ricas en detalles; pero para las piezas de pequeño volúmen, tales como los medallones ó piezas de adorno, se obtienen unos productos de una pureza perfecta.

La fundicion gris es mas á propósito para el amoldado que la blanca; esta, aunque mas fusible, se fija con mayor prontitud, y es por otra parte demasiado quebradiza y dura. La fundicion negra, producida en los hornos que se alimentan por el coke, se emplea muchas veces para las piezas gruesas.

El amoldado de la fundicion se ejecuta bastantes veces en el momento de reunirse esta en el crisol del horno; pero muchas veces hay tambien precision de refundirla y para ello se emplean hornos de diversas clases.

2843. El horno de reverbero conviene muy bien para este género de trabajo. Este horno se construye unas veces por los métodos ordinarios, y otras con una bóveda de doble curvatura. A la estremidad del suelo se construye una pila para que se reuna la fundicion á medida que se liquida.

La fundicion en barras de 7 á 10 centímetros (36,19 á 51,70) líneas por costado se coloca sobre el altar del horno formando pilas en cruz; para evitar los inconvenientes que resultarian de la oxidacion de las piezas si estuvieran mucho tiempo espuestas á la fundicion, se calienta siempre el horno antes de cargarle, y luego que se ha terminado esta operacion se produce un fuego activo. Siempre queda, sin embargo, un poco de hierro afinado por las capas de óxido que se han ori-

ginado, y este hierro produce una masa esponjosa que se llama *carcax*.

En los hornos de bóveda sencilla se funden ordinariamente, cuando el trabajo está bien establecido, 1000 kilógramas (2180 libras) de fundicion por hora, quemando 500 kilógramas de ulla. El desperdicio es de 12 y 5 por 100. En los hornos de doble bóveda se reduce á 10 por 100; los demas resultados permanecen los mismos.

Esta pérdida es debida á la produccion de las escorias que resultan de la oxidacion inevitable de la superficie de los pedazos de fundicion que da lugar á la formacion de los carcaxes.

Cuando el molde está demasiado distante del horno, se cuela desde luego el metal en una caldera de fundicion que se trasporta por medio de una grua hasta el molde, en el que se vierte tomando las precauciones convenientes. Es necesario que todos los útiles y aun el mismo molde esten bien secos, porque la menor humedad podria causar una esplosion funesta haciendo saltar la fundicion candente sobre los obreros.

2844. Muchas veces se emplea para esta clase de trabajo una especie de horno de manga, conocido bajo el nombre de horno á la Wilkinson, cuya forma interior es un poco cónica. Estos hornos tienen de 1 á 2 metros (de 3,57 á 7,14 pies) de alto por 0,3 ó 0,6 de (0,071 á 0,142 pies) de diámetro. Tienen 1 ó 2 toberas para recibir los cañones de los fuelles que alimentan la combustion. En estos hornos se carga el combustible, que es de cokc ó de carbon de leña, por capas alternativas con unos fragmentos de fundicion. Con el cokc se obtendrá una fundicion alterada por el azufre; pero se puede prevenir este accidente y aun purificar la fundicion

añadiendo 10 ó 12 por 100 de su peso de castina. La cal que proviene de esta desaloja al óxido de hierro arrastrándole á las escorias; disminuye la pérdida y se apodera del azufre.

El desperdicio solo asciende á 5 ó 6 por 100. Se consume en coke la tercera parte del peso de la fundicion, y se funden de 1000 á 1200 kilógramas (2180 á 2616 libras) de fundicion en seis horas en un horno que tiene cerca de 2 metros (7,14 pies) de altura.

2845. Cuando se trata de amoldar objetos pequeños, se puede practicar la fundicion en un crisol, sirviéndose de los mismos hornos que se emplean para fundir el acero, ó en general de los hornos de viento que se encuentran en todas las fábricas de fundicion; allí se consume mucho mas combustible y se verifica mayor pérdida; pero esta fundicion se practica siempre en unos casos en que son de muy poco interés estas consideraciones.

Los moldes destinados á recibir la fundicion se ejecutan en arena ó en arcilla; los procedimientos que se siguen son análogos á los que hemos espuesto para el amoldado del bronce, á escepcion de las modificaciones estrañas al objeto general de esta obra.

Afinacion de la fundicion con carbon de leña.

2846. Luego que se ha obtenido la fundicion se afina en unos ingenios conocidos particularmente con el nombre de *forjas*. Algunas veces estos ingenios estan reunidos á los altos hornos; otras muchas tambien forman un establecimiento separado. Una forja comprende uno ó muchos hornos de afinacion, las máquinas soplantes que los comunican el aire necesario para la combustion del carbon, y los martillos ó ci-

lindros destinados á comprimir el hierro que se prepara en ella.

Se distinguen diversas variedades de forjas; pero no es nuestro objeto el entrar en detalles de pura localidad, y cuyo interés disminuye todos los dias. En otro tiempo se empleaban para esta afinacion dos fogones distintos; pero en general solo se conserva uno.

Las forjas *gruesas*, como se llaman en Francia, operan de dos modos distintos. El método Lefranche-Comté y el de Berry. En la primera la fundicion que se introduce en el fogon se la trata hasta su completa conversion en hierro; mientras que en el método de Berry se forma la masa en el primer fogon y se concluye en el segundo. Los consumos son al poco mas ó menos los mismos que para la fundicion; pero se pretende que el método de Berry, aun cuando quema un poco mas de carbon, produce un hierro de mejor calidad. Las forjas pequeñas operan de otro modo. Allí se somete la fundicion á una operacion preliminar que se esplicará mas adelante, y solo se tratan como hierro las fundiciones que han sufrido esta operacion, para la cual se la somete á la fusion en un horno de forja, se la cuela en placas delgadas y se la divide en pedazos. Preparada de este modo sufre la operacion indicada, y en seguida se la somete á la afinacion por el método de Franche-Comté.

En el artículo siguiente se hallarán los detalles sobre la afinacion, por lo cual omitimos aquí el hablar de estas operaciones que son idénticas.

El trabajo de estas forjas tiene tanta relacion con el de las forjas catalanas, que podremos abreviar un poco la descripcion. La disposicion del fogon del horno es la misma; el aire del fogon se eleva de 30 á 40 centímetros (155,10

206,80 líneas) por encima del suelo; pues puede tener cerca de 1 metro (3,57 pies) y 88 centímetro (154,96 líneas) de longitud por 1 metro de ancho; en su parte superior hay una chimenea que descansa sobre unos pilares; su superficie está cubierta de placas de fundicion, en las cuales se practica una abertura para construir el crisol.

Las dimensiones de los crisoles varían por lo regular: tienen 84 centímetros (434,28 líneas) de longitud por 63 á 68 centímetros (325,71 á 351,56 líneas) de ancho y 18 á 23 centímetros (93,6 á 118,91 líneas) de profundidad. Esta profundidad es la que importa estudiar con cuidado y variar segun la naturaleza de las fundiciones; porque la coagulacion de la fundicion se verifica tanto mas pronto cuanto menos profundo es el crisol; por consecuencia, la fundicion blanca exige unos crisoles mas profundos que la fundicion gris.

Las placas de contraviento y la rustina se inclinan ordinariamente por dentro bajo un ángulo de 5 á 6 grados para sacar con facilidad la masa de hierro que se ha de forjar. El fondo es las mas veces horizontal; sin embargo, para una fundicion muy gris es necesario inclinarle un poco hácia la tobera, y si la fundicion es blanca conviene por el contrario darle una ligera inclinacion hácia el contraviento, porque esta fundicion tiende á coagularse antes de estar enteramente depurada.

La tobera se adelanta siempre un poco hácia el fuego; por lo regular pasa la barma de $0^{m},078$ á $0^{m},092$ (1).

La boca de la tobera es medio circular; sus dimensiones varian con la calidad de la fundicion. Para la fundicion blanca presenta la tobera cuando mas $0^{m},046$ de longitud sobre

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

0m,029 de altura; para la fundicion gris se la da 0m,052 por 0m,038.

La tobera se introduce hácia el fondo del crisol; la fundicion blanca exige un viento mas próximo que la fundicion gris. Por lo demas se observa cierta relacion entre la naturaleza de la fundicion y la inclinacion de la tobera.

2847. Ademas de estas modificaciones, que no dejan de ser bastante delicadas, es necesario tener presente el aire consumido que varía segun la naturaleza de la fundicion, la del carbon y los diversos tiempos de la afinacion. Así una fundicion gris de buena calidad exige durante la fuxion de 135 á 145 pies cúbicos de aire. Y la fundicion blanca exige de 145 á 155.

M. Karsten resume de esta manera las principales reglas de construccion de los hornillos: el empleo de un viento que toca por la superficie y de un fogon de 18 centímetros (93,06 líneas) de profundidad, solo puede convenir á una fundicion gris de la mejor calidad. Siendo un poco mas inferior no se cambiará la posicion del fondo, pero se le dará á la tobera una inclinacion de 6 milímetros (3,102 líneas) al poco mas ó menos; disposicion recomendable en todos los casos porque disminuye las pérdidas.

Una fundicion gris de mala calidad deberá tratarse en un hornillo de 20 á 21 centímetros (103,40 á 108,57 líneas) de profundidad y cuya tobera se prolongará mucho.

Un hornillo muy profundo de 23 á 24 centímetros (118,91 á 124,08 líneas), y un viento rasante no se deben emplear sino para una buena fundicion blanca. Pero es mejor disminuir la profundidad del crisol y aumentar la introduccion de la tobera, reduciendo el 1.° á 22 centímetros (113,74 líneas), y dando á la otra una inclinacion de 2 milímetros (5,17 lí-

neas) siempre que se tenga por objeto principal el obtener un buen hierro; cuando se quiere mas bien economizar la fundicion es necesario emplear un crisol profundo.

Un hornillo cuya tobera esté elevada cerca de la barna unos 23 centímetros por encima del fondo y con una inclinacion de 10 milímetros, conviene para la afinacion de una fundicion blanca impura; y puede servir para el tratamiento de la mayor parte de las fundiciones mezcladas cuando se quiere obtener un buen hierro.

2848. Para ejecutar una buena afinacion se guarnece la superficie del crisol con carbones pequeños ó con ceniza de carbon de piedra; el fondo se cubre tambien de la misma sustancia, y se llena el crisol de carbon. La goa que se ha de afinar colocada sobre unos cilindros pasa al crisol: cuando esta es gris se la coloca á 6 pulgadas de la tobera, y si es blanca se la mantiene á mayor distancia. En el crisol se ponen las escorias que provienen de la última fundicion; estas son las escorias que adhieren al fondo del crisol, y no las que corren por el agujero practicado á este efecto. Las escorias adherentes al crisol consisten, segun M. Berthier, en un silicato básico de hierro muy mezclado con partículas de hierro metálico. Estas escorias conducen el hierro á la masa, y por el óxido de hierro que contienen facilita su afinacion. Despues de la adicion de estas escorias se cubre la afinacion con una medida de carbon y se ponen en movimiento los fuelles; la fundicion sometida de este modo á la accion del calor se funde poco á poco y pasa al crisol. Durante esta fusion el metal corre en gotas que atraviesan la corriente de aire caliente. Se forma pues á la vez óxido de carbon que se desprende y silicato de hierro que es muy básico desde luego. M. Berthier ha probado que es en este momento sobre todo

cuando se oxida el manganeso, y cuando el fósforo de las fundiciones se cambia en fosfato de hierro. A medida que la goa se liquida por su estremedidad se la hace adelantar hácia el crisol. Las escorias se acumulan en el horno, y el fundidor las recoge cuando hay necesidad, pero deja una pequeña parte para evitar la oxidacion y disminuir por este medio la pérdida. Si la masa fundida es un poco dura, el afinador aumenta el viento; en el caso contrario, trata de elevarla cerca del contraviento por medio de un hurgon.

Luego que el crisol contiene una cantidad suficiente de fundicion para formar una pieza, empieza el trabajo, cuya operacion presenta dos periodos: en el 1.° se levanta la masa muchas veces, y en el 2.° se suspende el metal que depurado ya se funde en seguida.

2849. Al momento que la afinacion se ha terminado, el afinador separa los carbones pequeños que cubren el crisol, deja el hierro á descubierto, suspende la masa con un hurgon y la aproxima al lado del contraviento; en esta disposicion la sostiene con un 2.° urgon que coloca en cruz para poderla dar vueltas segun conviene. La masa ferruginosa se divide en tres ó cuatro partes cuando se la suspende, de suerte que presenta una gran superficie á la accion del aire. El afinador separa del horno los fragmentos del metal, introduce carbon y los coloca sobre este nuevo combustible. Segun el grado de afinacion comunica mas ó menos viento, y añade si el caso lo exije una palada de ojuelas ó batiduras de hierro. Para impedir la aglutinacion de los pedazos de hierro se llenan con carbon los huecos que quedan entre uno y otro: el hierro entra inmediatamente en fusion y desciende al crisol.

Es necesario someter siempre la materia á la segunda operacion que hemos enunciado. Para economizar el tiempo

y el combustible, se ha tanteado muchas veces el suprimirla; pero la esperiencia se ha declarado siempre contra este modo de abreviar el trabajo.

2850 Para verificar esta operacion se suspende la masa encima de la tobera, de manera que el viento pase por debajo; entonces el afinador levanta con el hurgon la escoria adherida al fondo del crisol, se coloca en seguida la masa sobre los carbones encendidos que cubre inmediatamente con combustible nuevo. Para producir un grado de calor muy elevado hace pasar una buena corriente de viento; el hierro hierve, se pone medio líquido y se verifica una separacion completa de las escorias y del carbono. La actividad de las máquinas soplantes, el hervor de la masa que presenta al viento muchos puntos de contacto, y la elevada temperatura, todo concurre á la depuracion del metal. Reunido el hierro de esta manera en el crisol suspende el obrero las pequeñas masas que se forman escesivamente, introduciendo en el baño una barra alrededor de la cual adhiere una cantidad de hierro suficiente para formar la masa que se ha de batir en el martinete. Con esto queda terminada la operacion química, y ya solo se trata de reducir el hierro á barras por medio de operaciones puramente mecánicas, valiéndose para ellos de martillos ó de cilindros.

2851 Cuando se divide la masa grande en pequeña, al introducir la barra de hierro fria, á la cual adhiere el hierro, se llama *afinado por adhesion.* Algunas veces por el contrario se deja la masa entera y se aprovecha el calor que posee para darla una forma regular, y para cortarla en muchas partes se pueden manejar y forjar en barras con facilidad. Los golpes de martillo se suceden con lentitud para aplastar la masa y hacer salir de ella la escoria; pero bien pronto se

acelera el movimiento, y entonces el forjador adelanta, retira y vuelve la pieza de manera que la superficie adquiera una forma igual. Para esta operacion le ayuda un obrero que sostiene la masa con una palanca de hierro: en seguida la da vuelta para concluirla por el otro estremo, practicando en el lo mismo que acabamos de decir. Esta operacion se llama forjar el hierro. El forjador coge entonces la pieza con las pequeñas tenazas de forjar, y la vuelve de manera que el lado que ha estado debajo en el fogon toque á la bigornia, y que la superficie puesta reciba los golpes del martillo que debe obrar con su máximun de velocidad. La pieza recibe entonces la forma de un paralelipípedo, y se la corta en 4, 5 ó 6 pedazos. A medida que se separan los pedazos se los coloca en el suelo y se enderezan.

Para estirarlos se los calienta hasta el grado blanco sudante, se los estira hasta la mitad á golpe de martillo, y se los enfria en el agua. En ciertas fábricas no se procede al estirado de estas piezas sino durante la fundicion subsecuente, y esto es mas ventajoso porque se saca partido para la operacion del calor que retienen todavia. El estirado de estas piezas en barras se ejecuta de la misma manera.

Un horno bien servido debe ocupar cinco obreros, un maestro afinador un forjador, dos sopladores y un ayudante. El trabajo empieza en la noche del domingo al lunes, y continúa sin interrupcion hasta el sábado por la tarde.

La pérdida que es muy variable depende de la naturaleza de la fundicion y de la destreza del obrero. Puede ascender esta pérdida hasta el 40 por 100, pero muchas veces solo asciende á 26. El consumo del carbon depende igualmente de a habilidad del obrero y de la calidad de la fundicion.

En las pequeñas forjas se consume menos carbon y mas

fundicion que en las gruesas. Las primeras producen un hierro que se vende mas caro; pero siempre es duro y un poco acerado. La fabricacion es mas considerable en las forjas gruesas; pero exijen un curso de agua poderoso, mientras que en las pequeñas se aprovecha una corriente que apenas tendria empleo.

No es fácil hacer eleccion entre estos dos métodos; las localidades son las únicas que deben decidir sobre este punto.

2852. Ya hemos hecho conocer (1733) los principales agentes y los fenómenos esenciales de la afinacion. Por último el aire lanzado por los fuelles priva á la fundicion de su carbon, de su silicio y de su manganeso, cuando este último metal hace parte de la fundicion. Pero es necesario no perder de vista el modo con que se operan estas diversas purificaciones. Se concibe reflexionando un poco sobre esto que la fundicion espuesta á una corriente de aire, debe oxidarse desde luego en todas sus partes, formando á la vez óxido de carbon que se desprende, sílice y óxidos de hierro ó de manganeso que se combinan para producir una escoria. Esta cubre el resto de la fundicion y la preserva bien pronto del contacto del aire; de manera que la accion de este gas cesa aun cuando la fundicion se halle todavia intacta en su mayor parte.

La escoria producida de este modo viene á ser el agente esencial de la afinacion. En tanto que no ha pasado al estado de silicato neutro, el óxido de hierro que contiene se descompone por el carbono, el silicio ó el manganeso; se desprende óxido de carbono, y se forma sílice ú óxido de manganeso que pasan á la escoria restante. Poniendo en el crisol cierta cantidad de las ojuelas que resultan del batido del hierro, se produce en las escorias nueva cantidad de óxido de hierro; se

las hace pasar al estado de silicato básico, y la reaccion empieza de nuevo. Es muy probable que por el empleo de las batiduras se economizará una gran cantidad de hierro que se oxida durante la afinacion introduciendo una pérdida segura.

A medida que la fundicion se despoja de su silicio y de su carbono, las nuevas escorias que se forman se hacen mas y mas básicas. Las últimas son pues ordinariamente unos subsilicatos muy á propósito para la afinacion: para sacar partido de ellos es necesario cargarlos en la operacion siguiente.

2853. Las escorias se dividen en tres variedades: las *escorias crudas* que contienen un esceso de sílice y que solo pueden perjudicar á la afinacion porque su sílice determina la oxidacion del hierro; las *escorias dulces*, que son básicas y que se emplean con utilidad para oxidar los cuerpos que se trata separar de la fundicion; en fin las escorias neutras ó silicato neutro de hierro que no ejercen ninguna accion. La adicion de un óxido de hierro como las batiduras puede convertir las primeras y las últimas en escorias dulces, y hacerlas á propósito para la fundicion.

Hasta aquí solo hemos querido considerar los fenómenos generales de la afinacion; pero es necesario tener cuenta tambien con el fósforo y el azufre que pueden encontrarse en las fundiciones y observar los resultados de estas sustancias.

2854 Con respecto al fósforo ha practicado M. Karsten unos análixis que aclaran bastaste la cuestion, examinando los productos de la afinacion de las fundiciones de Peitz y de Torgelow que proviene de los minerales muy fosforosos, y que contienen por decirlo así todo el fósforo que estos minerales encierran. Hé aquí el análixis de las fundiciones de que se trata.

	Tourgelow, gris; densidad, 6,998.	Peitz, no enteramente gris, densidad, 6,981.
Silicio	0,40	0,17
Grafito	2,60	1,93
Manganeso	2,76	0,86
Fósforo	3,10	5,54
Hierro	91,14	91,50
	100,00	100,00

La afinacion de estas dos fundiciones se ejecuta en Tourgelow y en Peitz en un horno de forja ordinario. La fundicion está en pequeños pedazos, cuyo peso total es de cerca de 140 kilógramas (305,20 libras); una parte de la fundicion se pone en el crisol en frente de la tobera y la restante un poco mas arriba de esta hácia la cara del contraviento.

Durante la fusion se añaden las escorias y las batiduras que provienen del trabajo precedente; despues de dos horas de fuego se procede á la primera operacion de atravesar que se renueva siempre que las escorias se elevan al nivel de la tobera. Todas las escorias que se producen durante la fusion de la fundicion se desechan como escorias crudas. Cuando la fusion ha terminado y la masa ha tomado alguna consistencia, se detiene el juego de los fuelles, se eleva la fundicion y se la rocia con agua para solidificarla completamente.

Se limpia el crisol y se llena de carbon fresco; se recogen los fracmentos que se encuentran en él para añadirlos á la fundicion siguiente. Se vuelve la masa de hierro disponiendo sus caras en sentido inverso de la posicion que antes ocupaba. Entonces es cuando empieza la afinacion propiamente dicha. Se echan sobre la masa una ó dos kilógramas (2,18 ó

4,36 libras) de calcárea; se la cubre con carbon; se comunica el viento, y se añaden todavía en dos veces dos ó tres kilógramas (4, 36 ó 6,54 libras) de calcárea. Cuando el hierro ha descendido debajo del nivel de la tobera, se levanta de nuevo la masa y se la coloca sobre el arca del fogon; se llena el crisol de carbon fresco, y por encima de este se estienden dos kilógramas de calcárea que forman un lecho sobre el cual se coloca la masa sin volverla; se la cubre de carbon, y se añaden todavia dos kilógramas de calcárea; se comunica el viento, y se refunde la masa segunda vez, distribuyendo todavia durante esta operacion otra porcion de calcárea sobre carbon. Por tercera vez se levanta la masa, y en este periodo que las mas veces es el último, se conduce enteramente como en los dos primeros. Cuando despues de estas separaciones el hierro desciende de nuevo á la tobera no se añade mas calcárea, pero se vuelve á levantar de nuevo la masa, se le añade carbon fresco y se la vuelve á colocar sobre el lecho de carbon. Se la deja bajar de nuevo para tomar el hierro por adhesion; se levanta en seguida la masa, y se deja libre el crisol para la operacion siguiente.

2855. Se ha encontrado en esta fundicion:

	En las escorias crudas.		En las escorias ricas.	
	De Torgelow.	De Peitz.	De Torgelow.	De Peitz
Protóxido de hierro......	61,25	67,28	85,50	80,16
Protóxido de manganeso.	0,50	0,95	0,05	0,30
Acido fosfórico.........	16,48	14,74	4,66	9,36
Sílice........	17,20	10,82	5,60	7,21
Cal.........	2,73	5,07	2,43	2,65
Alúmina.....	0,20	0,15	0,10	0,08
Magnesia....	0,10	0,05 cerca de	Señales.	0,05
Potasa.......	0,05		0,05	
	98,51	99,06	98,39	99,81

La proporcion de fósforo hallada en el hierro forjado varía de 0,75 á 0,81 por 100 de hierro en los dos ingenios aunque la fundicion de Peitz sea mucho mas fosforada que la otra. Este hierro es por lo tanto mas quebradizo todavia en frio, á pesar del cuidado que ponen en su afinacion, y á pesar de la gran cantidad de fósforo que pasa á las escorias.

2856. La principal diferencia que existe entre este procedimiento de afinacion y el procedimiento ordinario, consiste en que en el primero la adiccion de cal hace á las escorias pastosas, de donde resulta la necesidad de aumentar el viento para elevar la temperatura, y de presentar sucesivamente todas las partes de la masa que se ha de afinar delante de la tobera. Sin embargo, á pesar de estas precauciones se advierte que el hierro que se encuentra

en el contraviento no está tan purificado ni es tan bueno como el que se encuentra en el lado de la barma.

No se puede emplear en la afinacion sino cierta proporcion de cal; porque la escoria se haria demasiado refractaria, y el hierro se haria quebradizo, difícil de soldar, y quedaria sujeto á tratarle por el martillo. Las malas cualidades del hierro preparado en semejantes circunstancias consisten en que entonces contiene cierta cantidad de calcio en combinacion. Se ha reconocido que la presencia de una milésima parte de calcio no influye sensiblemente sobre las propiedades del hierro; pero que nueve miléximas de este metal le comunican ya malas cualidades. El hierro de Peitz contiene cerca de dos miléximas. Se habia imaginado que sustituyendo en todo ó en parte el carbonato de potasa á la piedra calcárea podria privarse al hierro mas completamente del fósforo: los ensayos que se han practicado han hecho ver como se debia esperar (1274) que los álcalis no pueden reemplazar al carbonato de cal en la afinacion, porque disminuyen en el hierro la facultad de soldarse, y le comunican cierta dureza que no se produce por un gran esceso de cal.

El mejor medio que se puede emplear en la actualidad para obtener buen hierro con la fundicion que contiene fósforo, consiste en afinarle con el mayor cuidado, añadiéndole carbonato de cal. Si es cierto esta consecuencia, no se estiende hasta los altos hornos, y que las escorias muy calcáreas no pueden servir para privar á las fundiciones de una parte de su fósforo, será necesario concluir que habrá alguna variacion de efecto debida á la temperatura.

2857. Se concibe que el procedimiento que acabamos de describir es precisamente el que conviene al tratamiento de las fundiciones sulfurosas. Pero es necesario observar que

las manipulaciones no son tan numerosas, ni las adicciones de cal tan grandes ni repetidas precisamente á causa de la eficacia de las escorias muy calcáreas que en los altos hornos se apoderan del azufre, produciendo de esta manera unas fundiciones mucho mas puras que las que se forman bajo la influencia del fósforo.

2858. Los análisis de M. Berthier y los de los diversos químicos que han examinado las escorias de las forjas, prueban que estas son unas materias muy ricas en hierro y muy á propósito para sufrir un nuevo tratamiento en los altos hornos como verdaderos minerales. Sin embargo, entre estas escorias hay algunas que contienen demasiado ácido fosfórico para que se pueda sin inconveniente hacerla sufrir una nueva reduccion en el trabajo corriente. Seria necesario para esto pasarlas en unas épocas determinadas, y solo en el caso en que las fundiciones no se pudieran modificar sino de una manera incómoda por el fósforo, lo que sucede rara vez.

Con respeto á las escorias que no contienen fósforo, es cierto que se las puede cargar en uu horno alto por pequeñas cantidades á la vez, sin perjudicar á la marcha del horno, y sin alterar las cualidades de la fundicion.

Puddlage (1).

2859. Desde que se produjo con buen éxito en Inglaterra la fundicion por medio del cokc, se debió sacar partido del mismo combustible para convertir la fundicion en hierro; pe-

(1) Los ingleses dan este nombre á una operacion que vamos á describir, que tiene por objeto la afinacion del metal con el auxilio del fuego y de un movimiento á brazo que se hace esperimentar dentro del horno de refinacion á la masa de hierro. (N. del T.)

ro bien pronto se advirtió no se podia operar en los hornillos de afinacion ordinarios en que el metal se hallaba en contacto con el cokc, porque el hierro se cargaba de azufre y se hacia quebradizo. Para ponerse al abrigo de estos inconvenientes se han sustituido á los hornillos de afinacion los hornos de reverbero, en los cuales el fogon es distinto del suelo que recibe la fundicion que se ha de afinar, y en los que la materia solo se calienta por medio de la llama. Pero como la fundicion muy gris de los altos hornos ingleses se afinaria con mucha dificultad en los hornos de reverbero y sufriria una gran merma, se ha dividido la afinacion en tres operaciones distintas. La primera se ejecuta en los refinadores, que son unos hornos análogos á los ordinarios de refinar: la segunda en el horno de Puddlar ó resolver la materia, que es un horno de reverbero, y la tercera que no tiene tanta importancia se verifica en otro horno de reverbero conocido con el nombre de recalentar.

2860 Los hornos de refinar (lámina 65) presentan un macizo de fábrica que se eleva á uno ó dos pies por encima del suelo. El crisol ocupa el centro de este macizo; varía de uno á dos pies y medio de profundidad; tiene tres pies de longitud y dos de ancho; la profundidad del fogon varía con la naturaleza de la fundicion. Las fundiciones muy grises se tratan en unos crisoles de 9 pulgadas de profundidad, y los de las blancas ascienden hasta quince pulgadas. El crisol está revestido interiormente con placas de fundicion cubiertas de arcilla; en la parte adelante del crisol hay un agujero por el cual se hacen correr las escorias y el metal fundido á un foso que está colocado debajo. Encima del crisol hay una chimenea que está sostenida por cuatro pilares de fundicion; el intérvalo que dejan está cerrado por el lado de

las toberas con una pared de ladrillos, y los otros dos costados lo están por unas puertas de chapa de hierro, fijadas en los pilares que sostienen á la chimenea; una de las caras permanece libre para el trabajo. El humo encuentra en la chimenea una salida regular.

La tobera que se emplea en los refinadores es una tobera que está siempre envuelta por el agua; la forman dos porciones concéntricas, entre las cuales circula una corriente de agua fria para evitar el que se quemen. Cuando solo se emplea una tobera, se comunica el aire por medio de dos tubos, pero las mas veces hay dos toberas colocadas una enfrente de otra, cuya disposicion parece tan ventajosa, que en Inglaterra se han hecho hornos de refinar provistos de tres, cuatro y aun seis toberas. La inclinacion de estas es de veinte á veinte y cinco grados hácia el fondo del crisol, de manera que se introducen sobre el baño; la cantidad de aire lanzado es al poco mas ó menos de doscientos pies cúbicos por minuto, segun los señores Elie de Beaumont y Dufrenoy para una sola tobera; pero en los hornos de refinacion de cuatro toberas no evalúan los señores Coste y Perdonnet en menos de siete á ocho cientos pies cúbicos por minuto. El empleo de estas grandes masas de aire hace el trabajo mas pronto, y produce un metal mejor afinado.

2861. Para proceder al afinado de la fundicion se llena el crisol despues de haberle limpiado, de cokc hecho montones, sobre el cual se colocan de 1000 á 1200 kilógramas de fundicion de (2180 á 2616 libras) de fundicion en pedazos de 20 á 25 kilógramas (43,60 á 54,50 libras) que se cubre de un monton de cokc en forma de cúpula, y en esta disposicion se le pone fuego. Al cabo de un cuarto de hora, cuando el fuego se ha distribuido por todas partes, se le comunica el

viento; á medida que el cokc se quema y que las masas van descendiendo, se añade nueva cantidad de combustible. El único cuidado de los obreros consiste en mantener la temperatura bastante elevada para que la fundicion adquiera mucha liquidez. El buen éxito del trabajo consiste únicamente en la cantidad de viento suministrado por las toberas. Cuando esta cantidad es conveniente, y la operacion marcha bien, se advierte que los carbones ascienden sin cesar, bien por efecto del viento, bien por el ahuecamiento que esperimenta la fundicion á causa de la formacion del óxido de carbono.

Cuando toda la fundicion se halla fundida, lo cual exige dos horas ó dos y media, se abre el agujero de atravesar y el metal corre al foso, donde forma una placa de nueve á diez pies de largo, cerca de dos de ancho y dos pulgadas ó dos y media de espesor. Una capa de escorias bastante gruesa cubre el baño metálico, y aunque el metal se halle pronto á solidificarse, se le echa agua por encima para enfriarle con mayor prontitud á fin de hacerle quebradizo. La fundicion toma entonces el nombre de *metal fino*; es muy blanca y algunas veces granugienta; su fractura es iradiada. Muchas veces es cavernosa ó porosa en la superficie, y á veces la masa entera presenta este carácter.

A este tiempo la operacion ha sufrido ya una primera depuracion, y se admite que se encuentra privada en gran parte del fósforo y del azufre que contenia.

Las escorias que acompañan al metal fino son negras, de fractura brillante, cavernosas y muy ricas en hierro; son enteramente análogas á las que salen de los hornos de afinacion ordinarios.

La pérdida varía de 10 á 12 por 100; la cantidad de cokc consumida de 105 á 200 kilógramas (327 á 436 li-

bras) por 1000 kilógramas (2180 libras) de fundicion.

2862. Véase como ejemplo el análisis de tres muestras de metal fino preparado en Firmy con la fundicion número 1 (2836) segun M. Berthier. La forma de estas muestras erán placas delgadas, cuya parte inferior era compacta y granugienta, y la parte superior escesivamente ahuecada. La lima no podia hacerle impresion, pero se reducia fácilmente á polvo en el mortero. Su color es blanco y poco brillante.

Metal fino de Firmy.

Hierro....	97,8	98,65	98,85
Carbon...	1,70	1,10	1,00
Silicio. ...	0,50	0,25	0,15
	100,00	100,00	100,00

Hé aquí ademas el análisis de las escorias producidas durante la afinacion, segun el mismo autor.

	Primeros.	Medianos.	Ultimos.
Sílice..............................	23,0	19,0	18,0
Cal..................................	2,0	17,0	10,0
Alúmina...........................	1,0	1,0	1,0
Magnesia..........................	1,0	1,0	1,0
Protóxido de manganeso.......	29,0	10,5	9,5
Id. de hierro.....................	45,0	51,5	61,0
	101,0	100,0	100,5

El trabajo de los hornos de afinacion purga á la fundicion del manganeso, de una parte del carbono, de una parte del silicio, y por último, de una parte del azufre y del fósforo. Esta operacion será útil sobre todo á la separacion de estos dos últimos cuerpos, segun M. Berthier, que ha aprobado que una oxidacion directa es mas eficaz con respecto á este punto, que la oxidacion que se produce en la afinacion ordinaria por medio de las escorias.

2863. La segunda y principal operacion del afinado es la que los ingleses llaman *puddlage*, y espresa el revolvimiento á que se somete el metal, y que forma el carácter esencial del trabajo. El puddlage no es una invencion muy antigua; es debida á Enrique Cort, de Gosport, que fue el primero que la puso en práctica en Inglaterra; fue descrita por primera vez en 1786 poco tiempo despues de su descubrimiento.

El puddlage se ejecuta siempre en un horno de reverbero (lámina 66), conocido con el nombre de *horno de puddlar*, que difiere un poco de los hornos de reverbero ordinarios por la forma del suelo; su tiro exige una chimenea que no tiene menos de 40 pies de altura; el interior del horno está formado de ladrillos refractarios, y el esterior de ladrillos ordinarios ó de piedras. A estos hornos se los reviste con bastante frecuencia de placas de fundicion que permiten, por el apoyo que prestan á la construccion, el hacerla mucho mas ligera. El suelo que está casi horizontal solo ofrece una ligera inclinacion para dejar correr las escorias: se construye tambien de ladrillos refractarios, ó bien se forma por medio de una ó muchas placas de fundicion, que se sostienen por medio de pilares del mismo metal; termina por un plano inclinado que va á parar á un agujero practicado detrás de la chime-

nea, por el cual corren las escorias. A este horno se le adapta un registro para modificar ó interceptar el paso de la llama durante el trabajo. La puerta de maniobrar debe bajar y subir fácilmente para interceptar el paso del aire.

Rara vez el suelo queda descubierto: por lo comun se tiende sobre él una capa de arena grasa bastante refractaria, pero susceptible por lo tanto de aglutinarse bajo la influencia de una temperatura elevada. En algunas fábricas se emplean para este efecto las escorias molidas: la ventaja de estas últimas consiste, en que estando ya saturadas de óxido de hierro, no absorben ya mas cantidad de este, ni determinan con tanta facilidad su produccion. La pérdida en su afinacion es mas pequeña; pero se advierte que suministran un hierro inferior en calidad al que se obtiene en los hornos con suelo de arena.

2864. M. Villeneuve ha sometido los suelos de cal pura á unos ensayos en grande, y ha obtenido por resultado una prontitud muy notable en la operacion, sin que la pérdida haya disminuido mucho.

El empleo de estos suelos de cal tenia por objeto el dar al hierro una calidad superior, preservándole de la perniciosa influencia del azufre, cuyos efectos se dejan siempre sentir en la operacion que nos ocupa cuando se practica con la ulla. Se concibe que la cal que se halla en gran esceso tiende á apoderarse del azufre y del fósforo contenidos en la fundicion, ó suministrados por el combustible; el hierro se encuentra por lo tanto mejorado.

Con el mismo objeto M. Dufaud, y despues de él todos los que se han dedicado á este tratamiento, han proyectado de tiempo en tiempo la cal sobre la materia durante el curso de la operacion.

Hé aquí los resultados obtenidos por M. Villeneuve: muy conveniente seria que estos ensayos continuaran, porque puede muy bien conducir á una verdadera mejora en la calidad del hierro, que compensaria fácilmente los gastos ocasionados por el empleo de la cal.

	Suelo formado de 5 volúmenes de cal y 1 de arena.	Suelo de cal pura.	Suelo de arena.
Peso de la fundicion......	285	247 k.	»
Id. del hierro forjado.....	235 k.	202 k.	»
Pérdida por 100..........	17,5	18,2	18,7
Consumo de la ulla.......	205 k.	195 k.	»
Duracion de la operacion.	1 h. 40'	1 h. 50'	2 h. 25'

Es muy admirable en estos ensayos el que no haya disminuido la pérdida, porque la cal deberá por su presencia evitar de una manera mas eficaz la produccion del óxido de hierro.

2865. Sea como quiera, los suelos se preparan ordinariamente con arena para ciertas calidades de hierro; y para los casos ordinarios, se preparan con escorias ó con una mezcla de estas y de las ojuelas de óxido de hierro que se desprenden en la laminacion. Se pone una capa de 2 1|2 pulgadas á 3 de espesor, y á cada operacion se repara tapando los agugeros que se han formado en ella. El suelo debe renovarse enteramente cada ocho dias. Los pedazos de fundicion que se han de tratar en esta operacion pesan de uno á 3 kilógramas (2,18 á 6,54 libras); y cuando el suelo está reparado, y el horno en completo fuego, se los introduce por la puerta del trabajo, y se disponen unos sobre otros de

manera que formen unas pilas que se eleven hasta la bóveda. No deben quedar grandes vacíos entre los pedazos, porque pasaria demasiada cantidad de aire, y ocasionaria una gran oxidacion, y sobre todo para evitar una pérdida de espacio. El centro se deja libre para poder revolver la materia que se funde sucesivamente. Se cierra la puerta y se abre el registro á fin de elevar la temperatura de tal suerte, que al cabo de 20 minutos habiendo llegado el metal al grado rojo blanco, empieza á entrar en fusion y deja correr algunas gotas de fundicion sobre el suelo del horno. Se abre la puerta, se quiebran los pedazos de fundicion con un hurgon, y se separa del puente todo lo que está pronto á pasar á la fusion completa, y algunas veces se bate el metal sobre el suelo por medio de un mazo de hierro. En esta operacion se lleva por objeto el hacer pasar todo el metal á un estado de fusion pastosa, y para conseguirlo es necesario algunos tanteos. Asi se cierra el registro para interceptar la corriente de aire, y aun se quita el fuego á fin de bajar la temperatura del horno si esta ha sido demasiado elevada; por el contrario, si el horno se ha enfriado demasiado, se deja de revolver la materia y se cierran las puertas.

Cuando la fundicion ha llegado al estado pastoso conveniente, se la remueve sin cesar; la masa se hincha y deja desprender mucho óxido de carbono, que arde con una llama azul que se deja percibir en la superficie del baño metálico. El estado pastoso de la fundicion, que con tanto cuidado se trata de obtener, favorece mucho la formacion de este gas, lo cual es indispensable para desalojar el carbon que contiene la fundicion. Permite ademas el dividirla y amasarla en cierto modo con el óxido de hierro que se

forma á la superficie; y obrando este sobre el carbon de la fundicion le convierte en óxido de carbono. A medida que se produce y se desprende este gas, el metal se afina poco á poco y se hace mas infusible; se continúa revolviendo hasta que trasformada la materia en verdadero hierro queda enteramente reducida en forma de pequeños granos arenosos. Entonses se eleva de nuevo la temperatura para hacer ascender el hierro al blanco sudante. Se carga pues el fogon, y se abre el registro: la temperatura no tarda en elevarse al grado necesario, y el metal empieza á reblandecerse y á aglutinarse; el fundidor entonces toma con su espeton cierta cantidad de metal, y haciéndole rodar por el suelo, reune de este modo otros granos de hierro que quedan adheridos del mismo modo que si se tratara de formar una bola de nieve.

Cuando se ha reunido una bala de 30 á 35 kilógramas (63,40 á 76,30 libras), la coloca el obrero en la parte del horno que recibe el mayor calor; la operacion se continúa del mismo modo hasta haber trasformado en balas toda la carga que por lo regular suministra 6, ú 8. Entonces se cierran todavia las puertas, y se eleva por último la temperatura para facilitar el que se suelden las partículas de hierro que permanecen aisladas todavia.

Cuando estas balas se han calentado lo suficiente, se toman sucesivamente con una tenaza, y se las conduce á los cilindros para adelgazarlas; la compresion que esperimenta el hierro en este aparato es tan grande, que las escorias saltan con violencia. Los cilindros acanalados presentan unas ranuras, cuya superficie disminuye sucesivamente. La primera por la cual pasa la bala al salir del horno es una elipsoida; esta tiene unas entalladuras ó está armada

de dientes que impiden resbalar hácia atrás la masa de hierro, y la fuerzan á pasar por la herradura alargándose cierta cantidad; un obrero la pone entre los cilindros, y otro colocado en el lado opuesto la recibe; se introduce de nuevo por estas ranuras, y así se pasa 5 ó 6 veces, teniendo cuidado de aproximar cada vez los cilindros por medio de un tornillo de presion. En seguida se la hace pasar por otras ranuras mas estrechas, de manera que el hierro quede estirado en barras planas de 1|2 pulgada de grueso y 3 pulgadas de ancho. En un gran número de fábricas se someten las balas antes de pasar por los cilindros á la accion del martillo. En este caso cuando se empieza á forjar la masa es necesario tener la precaucion de no hacer obrar el martillo con todo su peso, porque la masa se quebraria al primer golpe. Es necesario comprimirla desde luego débilmente; á medida que toma consistencia se hace susceptible de soportar el choque del martillo. Por este medio se llega á trasformarla en piezas paralelipípedas, que se estiran inmediatamente en barras bajo la presion de los cilindros.

2866. La analogía que existe entre esta operacion y la afinacion que se ejecuta en las forjas antiguas, nos dispensa de toda aplicacion teórica. Se observará únicamente que aquí las escorias son siempre crudas, es decir, unos silicatos mas ó menos ácidos que provienen, á no dudarlo, de la arena silícea que cubre la superficie del suelo.

Esta circunstancia indica que es muy difícil el completar la afinacion en esta clase de hornos, y que por lo tanto no es inútil otra operacion que se ejecuta en unos hornos de reverbero, por la cual se termina la depuracion química del hierro.

Este hierro en efecto está muy impuro todavia, y no

se podria emplear en este estado; mientras permanece enrojecido se le recorta en barras, cuya longitud es proporcional á la muestra de hierro que se desea producir; cuatro de estas barras por lo regular se colocan unas sobre otras para soldarlas y formar otra mas voluminosa. Esta tercera operacion se ejecuta en unos hornos de reverbero conocidos con el nombre de *hornos de recalentar;* estos son mas largos que los hornos que acabamos de describir para las operaciones anteriores. Cuando estas barras han adquirido la temperatura necesaria para soldarse, se las saca del horno, se las estira entre los cilindros, haciéndolas pasar por unas canales cuyas dimensiones disminuyen progresivamente. Ya hemos dado en las láminas 68, 69 y 70 el dibujo de los hornos de recalentar, el de los diferentes cilindros, el de las tijeras y aparatos necesarios en la forja.

El horno que hemos descrito se sirve por tres obreros. Se pueden pasar 10 cargas por dia. Una máquina de compresion emplea 4 obreros; esta es suficiente para estirar el hierro que producen 6, 8 y aun 16 hornos de reverbero.

2867. *Puddlage con la antracita.* En los esperimentos practicados por medio de este combustible, ha reconocido M. Robin que esta operacion no se podia verificar con la simple corriente de aire establecida por la misma combustion; ha sido necesario emplear un viento forzado. El fogon ha sido cerrado, y la combustion alimentada por medio de tres toberas, cuyos tubos tenian $0^{m},027$ (0,6939 de pie). La presion del viento era de $0^{m},07$ (0,2499 de pie). Los tubos estaban colocados á 26 pulgadas debajo del puente, y á 6 encima del suelo del fogon.

Por medio de estas disposiciones llegó el horno á la temperatura conveniente, y la llama fue tan fuerte, que llegó á la parte superior de la chimenea, y se escapó clara y sin producir humo como la llama del alcohol. La antracita se emplea en fracmentos del grueso de una nuez; á la primera impresion de fuego decrepitaron estos vivamente, y este fue uno de los inconvenientes del procedimiento. Se cargaban para cada calda 175 kilógramas (381,50 libras) de fundicion. La operacion duraba de 20 á 25 minutos mas que con la ulla. La fundicion producia 83,5 por 100 de hierro en masas; mientras que con la ulla era de 85 y 5. Por último, el consumo de combustible en 24 horas era de 1717 kilógramas (3739,06 libras) de antracita, mientras con la ulla asciende hasta 2000 kilógramas (4360 libras). La ventaja aparente desaparecerá teniendo presente el consumo de combustible que se necesita para aumentar el viento.

En suma, este procedimiento por la antracita pareceria posible y aun ventajoso si la calidad del hierro correspondiera á las demas circunstancias de la operacion; pero en los ensayos que se han practicado en Vizille solo han obtenido unos hierros de color. Es bastante difícil de esplicar esta circunstancia, si el análisis del hierro que se ha obtenido es exacto. Segun este contenia

Azufre......	0,00
Silicio.	0,37
Aluminio...	0,04
Hierro.	99,59
	100,00

M. Robin atribuye la propiedad quebradiza del hierro á la presencia de una cantidad de silicio y de aluminio mayor que la que se encuentra ordinariamente en el hierro. Esta suposicion no parecerá justa si se advierte que existe mas silicio todavia en el hierro de Champagne (1645), y que el aluminio no suministra ninguna mala cualidad al Wootz. Es muy probable que el análisis que precede haya sido practicado sobre una muestra privada accidentalmente del azufre que alteraria las cualidades de la masa.

2868. El puddlage con la antracita ofrece pues dos inconvenientes. El primero es la precision de emplear un viento forzado; el segundo y mas pernicioso consiste en la produccion de un hierro quebradizo. La esperiencia puede únicamente decidir si hay precision de forzar el viento para animar la combustion, ó si se puede obtener el mismo efecto por una mezcla de ulla ó de leña y antracita. Por lo demas esta cuestion es de muy poco interés.

La produccion de un hierro quebradizo es un inconveniente muy grave; pero no es posible evitarle? M. Robin presume que es debida á las cenizas de la antracita arrastradas por el viento; estas son las que comunican al hierro el silicio y el aluminio que se presentan en el análisis: seria tal vez mas natural creer que provienen del azufre de las piritas que tanto abundan en la antracita. Este azufre formará desde luego gas sulfuroso que será descompuesto por el hierro. En ambos casos seria indispensable el añadir cal durante la operacion, y esta adicion bastaria sin duda para corregir el hierro. M. Robin, que ha dirigido tambien estos esperimentos, concluye por último que la operacion con la antracita es imposible. Este juicio no es decisivo sin duda, siendo las dificultades que se presentan de tal naturaleza, que puedan des-

aparecer por ligeras modificaciones en la marcha de la operacion y en la forma de los fogones.

2869. *Puddlage con la leña.*—Segun los resultados que preceden se advierte que si se quiere sustituir la leña á la ulla en esta operacion, será necesario emplear cerca de 2000 kilógramas de leña para producir 1000 kilógramas de hierro. En la forja inglesa de Chatillon, sobre el Sena, se han practicado unos esperimentos acompañados de esta sustitucion. Hé aquí las dimensiones del horno.

Fogon........	Longitud.	1 metro (1).	
	Latitud.	0,94	
	Altura....................	0,81	desde la rejilla hasta la bóveda.
Horno........	Longitud del puente hasta el flujo........	1,94	
	Ancho en el puente....	0,94	
	Ancho en el medio.....	1,24	en frente de la puerta del trabajo.
	Ancho en el flujo.......	0,28	
Altura de la bóveda....	Cerca del puente.......	0,66	
	En frente de la puerta del trabajo...........	0,64	
	En el flujo..............	0,15	
Altura del umbral de la puerta del trabajo encima del suelo...........		0,15	
Altura del puente encima del umbral de la puerta del trabajo....		0,13	

La altura del reverbero del flujo es de 0m,04 desde el umbral de la puerta del trabajo.

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

La operacion se condujo como la que se practicaba con la ulla; su duracion fue la misma al poco mas ó menos; la carga era de 175 kilógramas (381,50 libras) de fundicion fabricada con carbon de leña; se obtuvieron 152 kilógramas (331,56 libras) de hierro puddlado; el desperdicio fue de 1 y 5 por 100; la calidad del hierro era la misma que la del tratado por la ulla.

Se consumieron 32,87 pies cúbicos de leña y de carbon de todas clases para la operacion. Se puede, pues, establecer la cuenta del modo siguiente:

Hierro puddlado....... 100
Fundicion empleada... 150
Leña empleada 21,6 por 100=0,74 m. c.=225 k.= 675,000 calorias.

El puddlado con leña es, pues, una operacion ejecutable, y se puede practicar con un consumo real que no esceda del que se verifica con la ulla en los ensayos que acabamos de mencionar; no se habia desecado la leña, y seria muy útil practicar de antemano esta operacion. Para esto se emplearian los hornos que sirven para el mismo uso en las fábricas de vidrio. Cierto es que se consumirian cerca de una dozava parte de leña para producir este efecto; pero esta pérdida se volveria á encontrar en la operacion, y la marcha del horno se mejoraria de tal suerte, que produciria una verdadera economía.

El puddlado con leña no se debe comparar al que se ejecuta con la ulla. Rara vez se encontrará economía en esta sustitucion á causa del precio de los trasportes, de los gastos de almacenage y de los que ocasionaria la disecacion de la

leña, etc. En todas partes donde se encuentra la ulla es difícil imaginar que pueda la leña sostener la competencia en esta operacion. Los resultados son enteramente otros si se compara la operacion practicada con la leña á la afinacion con el carbon de leña. Basta tener presente que conteniendo la leña 37 por 100 de carbon no suministra sino 16 ó 17 en el procedimiento ordinario que se practica en los bosques para tener la relacion de los consumos reales. Poniéndolo todo por otra parte en igualdad de circunstancias, practicando la operacion con leña, apenas consumirá la mitad de la leña que exige el procedimiento de la afinacion con el carbon de leña.

Solo las fábricas que estan colocadas lejos de la ulla y se ven obligadas á practicar la afinacion con el carbon de leña, deben someterse al exámen de un procedimiento que tienda á corregir la desventaja de su posicion. Seria probablemente ventajoso el construir los fogones de llama inversa; la carga de leña seria mas fácil, y su combustion mas regular.

2870. *Puddlado con la turba.*—Este procedimiento se ha puesto en práctica con buen éxito en Lauchamer, cerca de Dresde. M. Alejandro que ha concebido la idea y combinado los aparatos necesarios; emplea la turba que deseca desde luego al aire, y mantiene en seguida durante ocho dias á 40 grados para completar la desecacion.

Preparada de esta manera, produce un efecto igual al de la ulla; cuando se emplea mezclada 2,5 de turba para una de ulla en peso ó bien ocho de turba para una de ulla en volúmen. Para obtener un horno susceptible de quemar en el mismo tiempo ocho volúmenes de turba en vez de un volúmen de ulla, ha sido necesario darle las dimensiones siguientes:

		Metros (1).	
Fogon........	Largo..................	1,10	
	Ancho..................	0,84	
	Altura..................	0,84	
Seccion del puente. ...	Largo..................	0,84	
	Altura del eje.........	0,29	
	Altura sobre los bordes..................	0,22	
Arca horizontal.........	Largo..................	0,88	
	Ancho en frente de la puerta.	0,84	
Altura desde el suelo á la bóveda....		0,57	en frente de la puerta del trabajo.
Plano inclinado.	Ancho..................	0,29	
	Altura..................	0,14	
Chimenea. ..	Seccion..................	0,42	del costado.
	Altura..................	14,00	

La operacion se conduce como de ordinario con adiccion de batiduras y de escorias. La carga es de 125 kilógramas (262,50 libras) de fundicion; pierde 6 á 8 por 100 de su peso en la operacion. Esta pérdida parece demasiado baja; pero se vuelve á encontrar en el forjado de las masas, que se calientan en un horno de afinacion con carbon de leña. La pérdida en esta segunda operacion es de 25 á 28 por 100.

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

Por último, se puede establecer la cuenta del modo siguiente:

Hierro forjado...............	100 kilógramas.
Fundicion empleada.......	140 á 150 id.
Turba 1,16 m. c.=190 k.	870000 calor. para el puddlado.
Carbon de leña 0,68 metros cúbicos=100 kil.	700000 calorias para el forjado de las masas.
	1570000 calorias.

La misma fundicion afinada á la alemana con el carbon de leña solo produce los resnltados seguientes:

Hierro forjado............................ 100 kilógramas.
Fundicion empleada...................... 140
Carbon de leña 1,43 m. c.=214 kilóg.=1,498000 calorias.

No se ha realizado pues ninguna economía sobre el combustible haciendo la operacion con la turba; pero se ha producido tres veces mas hierro que en el hornillo de forja ordinario. El consumo de combustible disminuiria sin duda si se estudiara mejor esta operacion. No se puede considerar lo que precede sino como un primer hecho, que demuestra la posibilidad de practicar la operacion con la turba; en lo sucesivo podrán determinarse las mejores condiciones por medio de unos ensayos convenientes.

2871. Volvamos ahora sobre el conjunto de la operacion, ó mas bien sobre la afinacion inglesa en general. En esta operacion se forman como se puede observar tres clases de es-

corias y tres productos metálicos, las escorias del refinador y el metal fino; las escorias del puddlado y el hierro puddlado, las escorias de la fragua y el hierro fino. El análisis de algunos de estos productos lo hemos manifestado ya; vamos á ocuparnos aqui únicamente del análisis de las escorias. M. Berthier ha dado el análisis de las tres variedades que acabamos de citar.

	Escorias del refinador.	Escorias del puddlado.	Escorias de la fragua.
Sílice.	27,6	36,8	42,4
Alúmina.	4,0	1,5	3,3
Protóxido de hierro...	61,2	61,0	52,0
Acido fosfórico........	7,2	0,0	0,0
	100,0	99,3	97,7

Estos análisis presentan en general, como ya hemos advertido, la composision de las escorias crudas; esto consiste en el suelo de arena sobre que reposan las materias al menos en las dos operaciones últimas: se observa aqui muy bien, á causa de estar la operacion dividida; el modo con que se separa el fósforo de la fundicion; es evidente que esta separacion se verifica principalmente en el refinador. Fundándose en estos análisis, y en los resultados análogos, ha establecido M. Berthier que el fósforo era uno de los primeros cuerpos que se oxidaban en el procedimiento de la afinacion en general. Su tendencia en convertirse en fosfato de protóxido de hierro esplica bastante esta pronta oxidacion, que se verifica siempre en el momento que la fundicion corre en forma de gotas al través de la corriente de aire caliente de los fogones.

Acero.

2872. Rinmam considera como acero todo hierro que calentándose hasta el grado rojo, é introduciéndole repentinamente en el agua fria, se encuentra con una dureza mayor de la que tenia antes de haber sufrido esta operacion. Generalmente se adopta esta definicion en la actualidad. Se concibe sin embargo que entre los aceros propiamente dichos, que toman un temple duro, y los hierros que no se endurecen sensiblemente, deben encontrarse una multitud de hierros intermedios: estos son los *hierros acerados*. Se distinguen cuatro clases de aceros con los nombres de *acero de cementacion*, *acero de forja*, *acero fundido y acero adamascado*.

2873. *Acero de cementacion.*—La cementacion es una operacion por medio de la cual se convierte en acero el hierro forjado. Se cementan en unas piezas pequeñas de hierro en toda su superficie y á pequeña profundidad por un procedimiento conocido hace mucho tiempo bajo el nombre de *temple en paquete*. Se colocan en unas cajas de chapa de hierro, de fundicion ó de tierra los pedazos de hierro que se desean acerar, se les envuelve en un cemento compuesto de carbon pulverizado, de sebo, de ceniza y de sal marina. Las cajas se enlodan con tierra arcillosa y se introducen en un horno de forja ó de reverbero. Despues de algunas horas de una temperatura elevada el hierro se encuentra acerado en su superficie. La cementacion en fábrica no difiere de este procedimiento sino por las modificaciones que convienen á las grandes masas que se tratan de cementar.

Para esto se hace uso indiferentemente de crisoles ó de cajas formadas por ladrillos refractarios. En algunas fábricas

inglesas las construyen de piedra arenisca. Las dimensiones de una caja ó de un crisol son muy variables. El tiempo que dura esta operacion varía, bien sea á causa del volúmen de las barras de hierro, bien á causa de la dimension de las cajas. Esta última circunstancia se esplica por sí misma; y con respecto á la primera, basta recordar que Reaumur se aseguró que eran suficientes 12 horas para cimentar una barra de 7 milímetros (3,619 líneas) de grueso, y que se necesitaban 36 horas para cementar hasta el centro una barra de un grueso doble.

El hierro en el estado sólido, sometido al contacto de carbon á una temperatura elevada, se combina con él, y se convierte en acero mucho antes de cambiarse en fundicion. Este último cambio no se puede efectuar de una manera rápida sino cuando el hierro ha sufrido una entera licuefaccion. Un calor intenso y sostenido, pero incapaz de fundir al hierro, puede sin embargo por el contacto del carbon trasformarle en un compuesto muy ágrio que pierde su tenacidad á medida que la operacion se prolonga. Se puede pues admitir que es fácil fabricar por la cementacion el acero mas duro muy aproximado á la fundicion ó el acero mas blando muy próximo al hierro duro, modificando convenientemente la temperatura y el tiempo de la operacion.

El acero de cementacion es inferior á los otros á causa sin duda de la dificultad que esperimenta el carbono al moverse en lo interior del hierro, que no puede pasar de una manera uniforme al estado de acero. La combinacion no se efectúa sino por capas; las partes esteriores estan aceradas, mientras que el centro se encuentra todavia en el estado de hierro dulce; y las primeras quedan cambiadas en acero duro cuando este empieza á convertirse en acero blando: se

aproximan por último á la fundicion cuando el hierro pasa al estado de acero ordinario.

No se puede disminuir esta desigualdad sino operando sobre hierro delgado; pero si se pasa cierto límite, las láminas entrarán en fusion. Para hacer el acero de cementacion mas homogéneo solo se pueden emplear dos métodos; el primero consiste en fundirle, y este es el que forma la base de la fabricacion del acero fundido; el segundo consiste en mezclar las capas por repetidas forjas; pero este no se puede ejecutar sino hasta ciertos límites, sopena de quemar el carbon del acero y hacer pasar á este al estado de hierro.

2874. La pieza principal de los hornos de cementacion es una caja que contiene al hierro que se ha de cementar. Estos hornos se construyen de manera que las cajas puedan cementarse en ellos con uniformidad; la temperatura se gradua por medio de unos registros que sirven para aumentar ó disminuir el tiro. La llama debe envolver las cajas por todas partes, y estas no pueden reposar en el suelo del horno ni apoyar contra sus paredes, por lo cual se las coloca sobre unos soportes de ladrillo que las dejan aisladas del suelo.

Estas cajas estan fijas á los hornos; seria muy difícil el andarlas quitando y poniendo; estan confeccionadas con ladrillos ó con arcilla bien refractarios; se las seca desde luego al aire atmosférico; se las espone en seguida á un calor suave; se las deja enfriar; se registran bien y se repone si hay algun detrimento. Es necesario por último examinarlas detenidamente despues de cada cocion, porque la menor hendidura podria ocasionar los accidentes mas perniciosos: las cajas construidas con unos ladrillos refractarios largos, anchos y unidos á ranuras, no dejan ningun paso al aire atmosféri-

co, cuando se ha tenido el cuidado de interponer un poco de lodo arcilloso en las ranuras y cuando se reparan las rendijas á medida que se presentan, en cuyo caso son limitadas.

2875. Colocadas las cajas en el horno, las llenan los obreros de capas alternativas, de la materia carbonosa, conocida con el nombre de cemento, y de barras de hierro, teniendo cuidado que estas no se toquen á fin que reblandecidas por el fuego no adhieran entre sí, ni á las paredes de las cajas. A medida que se estractifica el hierro se disponen las barras de *prueba*, dejando una de sus estremidades fuera de la caja y revestida de arcilla para que no se alteren por el fuego. Estas probetas sirven para apreciar el estado de la operacion: se saca una de tiempo en tiempo, y se la somete al ensayo: debe evitarse con el mayor cuidado que la temperatura del horno se eleve no solamente hasta el grado de la fusion del hierro, lo cual seria muy difícil y aun imposible atendiendo á la construccion del aparato sino tampoco al grado de fusion del acero. Es necesario hacer eleccion de un hierro muy bueno para obtener un acero de cementacion de buena calidad. En Inglaterra el acero de cementacion se fabrica generalmente con el hierro de Suecia. Las figuras 1, 2 y 3, lámina 74, manifiestan la disposicion del horno que se emplea en Sheffield: este horno es rectangular, y está cubierto por una bóveda de arcos de claustro. Contiene dos cajas de cementacion, de ladrillos ó de arena refractaria. Estas estan colocadas á un lado y otro del fogòn; este ocupa todo el largo del horno. El fondo de las cajas está al poco mas ó menos al nivel del suelo, de suerte que no hay necesidad de levantar mucho las barras para cargarlas en el horno.

La llama se eleva entre las dos cajas; pasa por debajo, y circula alrededor por unos canales verticales y horizontales *d d*; sale del horno por una abertura *H*; atraviesa el centro de la bóveda, y sale por unos agujeros *t t*, que comunican con las chimeneas que estan colocadas en los ángulos. Algunos hornos se hacen notar por un número mayor de chimeneas que se hallan dispuestas simétricamente alrededor de la fábrica; en otros las paredes estan atravesadas por unas especies de pasavientos que estan cerrados durante la operacion, y que se abren al tiempo del enfriamiento.

Todo el horno está colocado en un vasto centro de ladrillos de 25 á 30 pies de elevacion. Este cono aumenta el tiro, le regulariza y arrastra el humo fuera del establecimiento.

El horno tiene tres puertas: dos *T T*, figura 3, encima de las cajas que sirven para introducir y sacar las barras; estas puertas tienen de 7 á 8 pulgadas cuadradas. En cada una de ellas se coloca un pedazo de chapa de hierro con los bordes vueltos, sobre el cual resbalan las barras sin degradar el muro. Un obrero entra por la puerta de en medio *p* para colocar las barras; en fin, por los agugeros *s*, figura 1 y 3, practicados en las paredes de las cajas, se estraen las barras de prueba.

Las barras están colocadas por lechos con carbon de leña en polvo en las cajas de cementacion; estas barras tienen cerca de tres pulgadas de largo sobre cuatro líneas de grueso. No deben aproximarse demasiado unas á otras para que no se puedan soldar. La última capa con que se acaba de llenar la caja está formada de arcilla, y tiene cinco ó seis pulgadas de altura.

Se calienta gradualmente; el mayor calor no se verifica

hasta despues de ocho ó nueve dias; el enfriamiento que debe ser lento para que no se turbe la cristalizacion del acero dura cinco ó seis dias, y la operacion diez y ocho á veinte, y algunas veces aun mas, segun la calidad del acero que se desea fabricar. Cuando ya no se percibe ninguna señal de herro en las probetas se deja de alimentar el fuego. En Thoffield se consumen cerca de 13000 kilógramas (28340 libras) de ulla en cada operacion. Cada caja contiene 5000 kilógramas (10900 libras) de hierro, de suerte que en cada horno se introducen 10000 kilógramas puesto que hay dos cajas. Cuando el hierro es bien puro y su superficie está bien limpia, aumenta su peso cuatro ó cinco miléximas en las operaciones en grande. Fácil es advertir que es este precisamente el resultado que indica el análixis.

Las barras de acero de cementacion presentan unas ampollas tanto mas grandes y numerosas, cuanto mas blando es el hierro bruto que se emplea en la cementacion; este acero se llama *acero ampolla*, y esta circunstancia esplica el nombre que ha recibido. Estos huecos se atribuyen generalmente á las escorias que se hallan mezcladas con el hierro; el carbon que las encuentra descompone á la sílice ó á los óxidos que las forman, y produce un desprendimiento de óxido de carbon. Sin embargo, estas escorias accidentales deberian encontrarse en todos los hierros, y se sabe muy bien que todos no se cubren de ampollas. No será mas bien que asi el hierro como el cobre puedan penetrarse de óxido de hierro y que los hierros blandos se hallen en este caso? Este óxido con su reduccion determinará la produccion de las ampollas. El hierro duro, por el contrario, está menos sugeto á formar estos huecos cuando se le cementa, y aun algunas veces no presenta ninguna; esto se concibe, porque su dureza es un

indicio del carbon, que no puede coexistir en él con las materias oxidadas. Estaria en el mismo caso que el cobre que contiene carbon, en el cual la presencia de este cuerpo escluye al protóxido de cobre, como puede deducirse de los hechos generales de la química.

2876. Se ha variado singularmente de opinion sobre la naturaleza de los cementos mas convenientes. Parece que por último es el carbon el único que merece la preferencia.

Se ha estudiado mucho la accion de la sal marina, que por un uso antiguo se considera como favorable para una buena cementacion. Dos circunstancias pueden esplicar los efectos de esta. La primera consiste en la accion que la sal en vapor ejerce sobre las paredes de la caja que, vitrifiando su superficie, hace el oficio de un lodo que se opone á la entrada del aire. La segunda es el reblandecimiento del mismo cemento y la facilidad que el carbon esperimenta para moverse en una masa reblandecida. Rinmam admite que la sal marina agriaba al acero, lo cual es muy posible porque puede de varias maneras ceder al hierro algunas señales de sódio.

Rara vez se emplea la sal marina en la actualidad, pero se hace todavia uso de una décima parte de cenizas que pueden obrar de una manera análoga por los cloruros que contiene. Sin embargo, su cantidad es tan débil que apenas se la puede atribuir á algun efecto mecánico notable.

El sebo que se introduce muchas veces en los cementos, debe hacer en ellos un papel muy útil, ofreciendo carbon muy dividido, y produciendo por el calor unos gases carburados y sal amoniaco en vapor que limpian con prontitud la superficie del hierro.

Se puede presumir que el carbon mas fino es el que mejor

conviene á la cementacion, y que el que contiene mas materias salinas fusibles conviene mejor todavia. Sin embargo, en la práctica se encuentra que el carbon debe emplearse en polvo grosero, lo que es muy dificil esplicar, no suponiendo que resulta de él una cementacion mas lenta, y por consiguiente mas uniforme. El carbon en polvo fino producirá tal vez unas barras aceradas en la superficie.

Cuando el carbon ha servido ya, se cambia por el contrario en un cemento demasiado lento: no se le puede introducir en las cajas con el carbon nuevo sino en muy pequeña cantidad. Este es un resultado necesario de la modificacion isomérica desenvuelta por el calor; se sabe que el carbon se hace por este medio mas coherente.

El mejor cemento para el temple en paquete consiste, segun Rinmam, en 4 partes de carbon pulverizado, 3 de sebo y una de cuero carbonizado. Parece que haciendo uso del carbon animal, que es mas rico en productos salinos, se cambia el hierro en acero mas pronto que con el carbon de leña; por esta razon se emplea con mucha ventaja para el temple en paquetes.

2877. En vez de aumentar la dureza del acero en su superficie, puede haber necesidad de reblandecerlo preservándole de la oxidacion. Esta operacion curiosa se ejecuta sobre la lámina de acero por la cementacion inversa. Para este efecto se la envuelve en una capa de limaduras de hierro de nueve á diez líneas de espesor, introduciéndola en una caja de fundicion que se enloda perfectamente, y que se espone durante 4 ó 5 horas á un calor blanco contínuo; en seguida se deja apagar el fuego; para impedir el acceso del aire, se cubre la caja con una capa de carbon reducido á polvo muy fino. Este es el procedimiento que se emplea para preparar

el acero que se debe trabajar al buril ó que se destina para recibir impresiones por una simple presion. Despues de este trabajo se le templa en paquete para comunicarle toda su dureza; es decir que se le calienta en medio del carbon animal en vasos perfectamente cerrados.

2878. *Acero de forja.*—La fundicion compuesta de hierro, de carbono y de silicio, como el acero, pero mas cargada que el de estos dos últimos cuerpos, puede perder una parte de ellos calentándose al contacto del aire, y convertirse en una clase de acero, conocido bajo el nombre *de acero natural* ó *de acero de forja.*

Existe poca diferencia entre los fogones que se emplean para la fabricacion del acero de forja y los que sirven para la fabricacion del hierro por el método catalan ó para la afinacion al carbon de leña.

El tratamiento á que se somete la fundicion, para convertirla en acero sin trasformarla en hierro, es pues una afinacion que es necesario conducir con mucha lentitud á fin de que se pueda detener la operacion desde que se percibe que el acero ha llegado al grado conveniente. En la afinacion para el acero hace la tobera que esté inclinada mas dificil la oxidacion durante la fusion y mas fácil despues. Todo está calculado en el aparato para obtener un producto uniforme de una operacion en que solo se tiene por guia el tanteo. La mesa de fundicion no debe elevarse en la afinacion; su depuracion se favorece por la construccion de los hornillos. El crisol debe ser poco profundo, y la tobera debe introducirse tanto mas cuanto mayor es la cantidad de carbon que contiene la fundicion; el viento es muy fuerte; esto hace la fusion mas rápida, y previene el que la fundicion se afine durante la fusion. Por esto se busca el modo de conservarla

lo mas líquida posible, para que el carbon se pueda repartir de una manera uniforme.

Es probable qne el estado del carbon que contiene, sea principalmente el que haga la fundicion blanca mas á propósito para la fabricaciou del acero. En el tratamiento de la fundicion gris es muy dificil efectivamente la destruccion del grafito. Por esto es útil blanquearla anticipadamente; porque si bien no se disminuye la pérdida se economiza el tiempo y el combustible.

2879. En Westphalia y en Silesia, se tratan para acero las fundiciones grises. Los hornillos segun M. Karsten estan montados de la manera siguiente:

	Metros (1).
Ancho del crisol ó distancia de la barma al contraviento..	0,62
Largo ó distancia de la salida de las escorias á la rustina..	0,78
Profundidad desde el fondo hasta el viento........	0,15

La barma se inclina de 8 á 12 grados en el fogon; la tobera pasa á esta placa de $0^m,10$ (0,3570 de pie). La distancia de la tobera á la rustina es de $0^m,26$. (0,9282).

El fondo está formado ordinariamente de 4 pedazos de arenisca de $0^m,5$ ó $0^m,6$ (0,1785 á 0,2146 de pie) de espesor que reuniéndose en el centro quedan de manera que este punto se encuentra 11 milímetros (5,687 líneas) mas bajo que la circunferencia del crisol.

La area y la barma tienen una misma altura, pero el

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

contraviento y la salida de las escorias son de 20 á 26 centímetros (de 103,40 á 134,42 líneas) mas elevados que los dos primeros; porque cuanto peor es la calidad del carbou mas profundidad debe tener el horno.

El contraviento está inclinado de dos á tres grados hácia afuera para maniobrar con mayor facilidad; encima hay otra placa de 7 á 10 centímetros (36,19 á 51,7 líneas) de altura con una inclinacion de 0^{m},07 (0,2499 de pie) poco mas ó menos hácia el fogon para concentrar el calor y para impedir el que se amontonen los carbones que se encuentran en esta parte del crisol.

La tobera cuya avertura tiene 32 milímetros (16,544 líneas) de ancho sobre trece milímetros (6,721 líneas) se inclina de 5 á 10 grados hácia el crisol. El contorno de este se cubre con ceniza de carbon de piedra y carbonilla.

La arenisca que sirve de suelo debe tener un grano bastante fino, y debe resistir al calor sin fundirse. Si es de buena calidad se pueden hacer ocho ó diez masas en el crisol antes de cambiar de fondo; pero es muy raro que pueda soportar mas de 4 á 5 afinaciones sucesivas, y aun sucede algunas veces que se quiebra la primera.

Esta piedra no se puede reemplazar por una placa de fundicion porque el metal quedaria adherido á ella, y por otra parte se desgastaria con prontitud con el frotamiento contínuo de los hurgones.

2880. Al empezar el trabajo se hacen fundir con el primer pedazo de fundicion una pequeña cantidad de batiduras ó de escorias ricas para cubrir el fondo; los otros fragmentos de fundicion colocados desde luego sobre la area del fogon y calientes de antemano se colocan uno á uno en el crisol cerca del contraviento y en una direccion vertical.

El primer pedazo de fundicion que pesa 12 kilógramas (26,16 libras) se baja poco á poco á medida que se funde, porque el viento no puede obrar sino sobre su estremidad inferior: si tarda en fundirse, se le aproximará un poco á la tobera, dándole un poco de inclinacion. Los fuelles se deben activar para producir un viento rápido y dar al metal una perfecta licuacion. En seguida se detiene la corriente de aire; se ponen unas pocas batiduras en el crisol, y se revuelve la masa con un hurgon hasta que se haga pastosa.

Entonces se coloca en el crisol otro fragmento de fundicion enrojecida; se le da una posicion vertical como al primero, y se aumenta todavia el viento. El segundo pedazo que pesa ordinariamente 15 kilógramas (32,70 libras) arrastra en su fusion á la masa entera, que del estado pastoso en que se hallaba pasa al estado líquido. Si entonces se advierte que conserva mucha crudeza, se añade una pequeña dósis de escoria rica, lo que se debe evitar sin embargo todo lo posible. El viento se detiene luego que la fundicion ha pasado al estado líquido, y se la revuelve hasta que cambie en una pasta espesa. Pero es necesario tener cuidado con que no se ponga demasiado dura al afinarse, y que no adhiera al fondo del crisol.

El tercer fragmento de fundicion pesa de 20 á 25 kilógramas (43,60 á 54,50 libras); se la debe tratar como á las precedentes. Toda la masa vuelve á tomar el estado líquido; se la añade unas cuantas batiduras, se la revuelve con fuerza, y se detiene muy poco la accion de los fuelles. Si entonces se advierte que el hierro adhiere al fondo, que se hace maleable y que produce escorias dulces, se aumenta el viento con rapidez, y se revuelve la materia sin interrupcion á fin de producir una viva efervescencia. Despues de haberla revuelto

por algun tiempo, la materia desciende, y el metal se reune en forma de torta; se continúa revolviéndose hasta que sea imposible introducir en él el hurgon.

Entonces se aproxima el cuarto pedazo de fundicion que pesa poco mas de 15 kilógramas, y se coloca en el crisol hácia el centro de la torta; de modo que atacada esta última por la fundicion en el centro solamente, se encuentra agujereada en el fondo mientras que sus bordes permanecen intactos: el viento que ha sido muy rápido durante la fusion se debe moderar en seguida. Entonces se empieza á revolver la masa, y se continúa de esta manera hasta que haya desaparecido el herbor que se habia vuelto á producir y hasta que la masa haya vuelto á descender. Del mismo modo se trata el quinto pedazo de fundicion; muchas veces suele hacerse fundir un sesto. Mientras se revuelve la última vez debe comunicarse el viento mas fuerte; sin embargo, se detiene la velocidad de la corriente de aire si se advierte que se forma un agujero en el centro de la masa.

2881. Para impedir que la masa de acero no se cubra de una capa ferruginosa es necesario detener el viento á una época conveniente. Este momento se reconoce, bien sea por la consistencia de la masa, bien por las escorias dulces que adhieren á los hurgones.

Luego que los fuelles cesan de obrar, se separa la ceniza de carbon de piedra y la carbonilla, se descubre la torta que se deja enfriar un poco á fin de que no se divida en fragmentos; en seguida se introduce en el crisol á través del agujero de salida un hurgon á golpe de mazo, y por medio de esta barra se consigue elevar la masa adherida fuertemente á todas las placas del contorno. Se la divide en 6, 7 ú 8 peda-

zos de forma piramidal, y cuyas puntas se reunen al centro, porque el acero es siempre un poco mas duro hácia las estremidades: estas masas pequeñas se estiran durante la fusion; convertidas en barras de 32 milímetros (16,544 líneas) de escuadría y se pasan á los refinadores.

El consumo de carbon es muy grande: algunas veces asciende á 2,4 metros cúbicos (110,94360 pies cúbicos) para 100 kilógramas (218 libras) de acero; la pérdida varía segun la calidad de la fundicion y la destreza de los obreros. Muchas veces el producto en acero solo asciende á los dos tercios de la fundicion; algunas veces cuando es de escelente calidad cuatro partes pueden producir tres de acero; se obtiene en cada semana en un crisol 1250 kilógramas (2725 libras) de acero bruto,

Cada fogon no debe servir sino para un maestro, un machacador y un ayudante.

2882 Cuando se tratan de afinar las fundiciones blancas laminosas, la marcha de la operacion es la misma; pero las cargas son mayores, la operacion mas fácil, y el acero generalmente de mejor calidad.

Cuando el crisol está lleno de carbon, y el fuego bien encendido, se carga una palada de escorias ricas, y despues un pedazo de fundicion de 15 á 20 kilógramas (32,70 á 43,60 libras): cuando despues de su licuacion, que es muy rápida se reconoce que se ha endurecido por la afinacion, se carga un segundo pedazo de fundicion que pesa 38 ó 40 kilógramas (82,84 ú 87,20 libras.) Estos fenómenos se repiten, y se cargan sucesivamente de cuatro pedazos de fundicion de 30, 20, 15 y 12 kilógramas; se advierte que las cargas van en disminucion. Al momento se detiene los fuelles, se separan

las escorias y se examina la masa. Cuando se encuentra en buen estado se la retira para forjarla; por lo regular pesa 260 kilógramas (566,80 libras.)

Cien partes de fundicion suministran 75 de acero.

Para la confeccion de las hileras se prepara un acero natural, al que se da el nombre de *acero salvage*; este es estremadamente duro, no se le puede soldar y aun está desprovisto de maleabilidad: este es un producto intermedio entre la fundicion y el acero.

2883. Los aceros de fundicion ó de cementacion no se pueden introducir en el comercio sin haberlo sometido á una afinacion. Por este medio se hacen mas homogéneos, mas tenaces y mas elásticos, pero tambien pierden parte de su dureza, sobre todo cuando esta operacion se repite un gran número de veces, porque el metal pierde cierta cantidad de carbon que se quema con el contacto del aire.

Para refinar estos aceros se forjan desde luego las barras en láminas de sesenta y tres centímetros (325,71 líneas de longitud por cuatro centímetros (20,68 líneas) de ancho, se templan al agua fria y se reunen en manojos. El obrero que ejecuta esta operacion debe tener un perfecto conocimiento de los aceros para distinguir con certidumbre sus diferentes variedades por la inspeccion de la fractura, y para formar los manojos de modo que las láminas duras queden entremezcladas con las mas blandas. Cada manojo, sostenido por una tenaza, se calienta desde luego hasta el grado rojo; en seguida se reemplaza por otro, y el primero se espone á una temperatura mas elevada donde debe recibir el calor del blanco soldante; entonces se le salpica con la arcilla en polvo fino que produce una capa de escoria, á fin de prevenir la oxidacion del hierro y la combustion del carbon.

Despues de haber recibido una calda sudante se forja el manojo, formando con él una barra cuadrada de cuatro centímetros (20,68 líneas) de espesor. Para refinarla segunda vez se la hace una cortadura en el centro y se la dobla sobre sí misma; se sueldan las dos partes reunidas, y se estira la barra. Esta operacion se suele repetir tres y aun un número mayor de veces.

Las forjas de refinacion son unos hornos de forja, provistos de muchas toberas dispuestas sobre la misma línea á fin de que el calor que recibe el manojo sea uniforme en toda su longitud; estos hornos están cubiertos de una bóveda para impedir las pérdidas de calor, porque les comunica la apariencia de un verdadero horno; se alimentan bien sea con carbon de leña, bien con la ulla.

Algunas veces se le da al acero refinado unas denominaciones particulares. Sin embargo, la mayor parte de las fábricas le distinguen con el nombre de acero de uno, dos y tres marcas. Su precio está en proporcion del número de refinaciones que ha sufrido.

La merma es muy considerable; algunas veces asciende en cada refinacion á diez y aun á quince por 100; se consumen dos hectólitros (3,6 fanegas) de combustible para cada cien kilógramas de acero refinado.

2884. En los Pirineos y en otras partes se fabrican por medio de las forjas catalanas otra clase de acero que debiera llamarse verdaderamente acero natural, porque es el que se obtiene con las menores modificaciones del mineral. El crisol es al poco mas ó menos lo mismo que si se tratara de producir hierro. Sin embargo, se modifican un poco las proporciones. Hé aqui las que se prefieren.

	Metros (1).
Ancho del fondo del crisol...............	0,48
Longitud id..................................	0,54
Ancho del nivel del arca.................	0,60
Profundidad del crisol....................	0,84
Altura del agujero de salida............	0,46
Salida de la tobera.........................	0,06
Inclinacion de la tobera de 38 á 39°...	0,16

El crisol es en general mas pequeño para el acero que para el hierro; sin embargo, la profundidad es al poco mas ó menos la misma: la tobera es saliente en ambos casos, pero está mucho mas inclinada para el acero que para el hierro. Esta inclinacion es muy esencial, porque de semejante disposicion resulta una pérdida menor de viento, una combustion mas activa y una temperatura mas elevada hácia el fondo del crisol. Estos efectos son tanto mas marcados, porque se quema mayor cantidad de carbon, y porque se pone menos mineral para hacer el acero que para fabricar el hierro. Se hacen correr las escorias casi contínuamente, de manera que los cuajarones de hierro reducido se encuentran inmediatamente en contacto con los carbones; la operacion dura mas tiempo, y hácia el fin de esta reune el obrero los cuajarones de hierro y comprime contra ellos los carbones con el hurgon. Las demas operaciones se practican como para el hierro y las barras estiradas se introducen en el agua fria para que se temple. Para ejecutar una operacion se pone en el crisol carbon inflamado que resulta del trabajo precedente y se añade carbon de pino

(1) El metro equivale á 3,57 pies.

hasta la altura de la tobera. Por encima se pone una capa de polvo de carbon húmedo; se carga en seguida de carbon hácia la barma y de mineral mezclado de carbon hácia el contraviento; la carga es de 237 kilógramas; (1) el mineral se cubre de carbon húmedo y se comunica el viento. La operacion se conduce como para el hierro. Al cabo de hora y cuarto se hacen correr las escorias por la primera vez; en seguida se atraviesa el agujero de salida en intérvalos muy próximos. La operacion dura seis horas y media, y suministra 150 kilógramas de acero bruto estirado en barras. Trescientas cincuenta y ocho kilógramas de mineral producen 150 kilógramas de acero bruto, quemando 525 kilógramas de carbon. El peso del carbon consumido es, pues, 147 por 100 de mineral, y de 348 por 100 del acero bruto obtenido; el mineral, da por lo tanto 42 por 100 del acero bruto. Las cargas pueden soportar hasta 450 kilógramas de mineral.

Las barras de acero templadas despues del batido tienen el grano grueso, y parecen poco homogéneas, por lo cual es necesario escogerlas y afinarlas.

2885. La afinacion se practica en un edificio que contiene un martinete y un pequeño fogon, al cual se comunica el viento por medio de una trompa.

Hé aquí las dimensiones de este fogon:

	Metros (2).
Largo....................	0,38
Ancho....................	0,32
Altura del contraviento..	0,38
Id. del viento............	0,24

(1) La kilógrama vale 2,18 libras.

(2) El metro es igual á 3,57 pies.

La tobera es horizontal y está colocada en medio del fogon; hay una abertura practicada para la salida de las escorias. El obrero llena el fogon de ulla, forma encima una bóveda de ulla húmeda; deja en la parte de atrás un agujero para la salida de los humos, y comunica el viento.

Antes de formar los manojos forja el obrero algunas lengüetas de acero bruto, las templa, las rompe, examina el grano y reconoce la naturaleza del acero. Despues de muchos ensayos de este género practicados sobre las diversas barras, clasifica las otras á ojo comparándolas con las primeras.

Cuando el manojo está formado le coge con las tenazas y le conduce debajo de la bóveda de ulla candente, colocándole encima de la tobera de tal suerte, que el viento no le pueda tocar. Cuando está caliente se añade con una pequeña pala una mezcla de arena y de batiduras de acero que se funden inmediatamente y se oponen á la oxidacion de las barras. Cuando el manojo ha llegado al rojo blanco se le espone á la accion del martinete, y queda soldado despues de tres caldas. Entonces se corta por enmedio y se sueldan de nuevo las dos partes una sobre otra; un obrero con un ayudante afina 80 kilógramas de acero al dia, y consume 160 kilógramas de ulla. La pérdida del acero es de 17 por 100.

2886. *Acero fundido.*—Es muy posible el preparar el acero fundido liquidando el hierro dúctil con la fundicion blanca mas pura. Las proporciones de hierro y de fundicion dependen de la naturaleza de esta última y de las propiedades del acero que se trata de producir. Si se disminuye la cantidad de hierro dúctil el acero será mas duro y mas ágrio. M. Breant ha obtenido por este método un buen acero adamascado.

Mas para seguir este procedimiento en grande seria ne-

cesario disponer una fundicion tan pura, que no seria tal vez posible obtenerla directamente en los altos hornos, y seria preciso las mas veces componerla desde luego con el hierro dúctil y el carbon. Seria necesario emplear un grado de calor estremadamente elevado, y los resultados siempre serian inciertos. Es por lo tanto preferible el servirse del acero de cementacion como primera materia aun bajo del punto de vista económico.

El uso del acero fundido tan comun en Inglaterra se estiende de dia en dia por lo restante de Europa; se puede por lo tanto presumir que dentro de poco el acero de forja solo se preparará en unas localidades que poseen escelentes minas de hierros espáticos.

En Inglaterra se prepara en parte el acero fundido con las recortaduras ó estremos del acero cementado. Estos estremos cementados en mas alto grado que el centro de las barras constituyen un acero agrio é impropio para todos los trabajos; pero conviene muy bien para la preparacion de un acero fundido duro y que no tenga la propiedad de soldarse.

Cuando por el contrario, el acero cementado que se emplea parece demasiado pobre en carbon, se añade un poco de este en el crisol; pero por lo general se emplea el acero bruto de cementacion y sin adiccion alguna. Este se quiebra en pedazos que se colocan en un crisol de arcilla y se calientan en un horno de viento ordinario. Este horno tiene 12 á 14 pulgadas por cada costado y dos pies de profundidad. Se le cierra en su parte superior con un plano formado de ladrillos apretados en un cuadro de hierro (lámina 74 figuras 4, 5 y 6).

Se construyen ordinariamente muchos de estos hornos á

lo largo de un muro contra el cual se levanta una gran chimenea. Su parte superior está al nivel del suelo, y tienen por cenicero comun una gran cavidad de cerca de diez pies de altura.

Los crisoles son de arcilla refractaria; tienen 16 ó 18 pulgadas de profundidad y 5 de diámetro. Se funden en ellos cerca de 40 libras de acero en cinco horas. Cuando el acero está fundido solo llena poco mas de la mitad del crisol. Los crisoles estan simplemente cerrados con una tapadera de arcilla, y no pueden servir para mas de tres operaciones.

Solo se quema el cokc pesado para esta operacion; así se prefiere el que sea fabricado en los hornos; no se conoce el consumo de este.

Cuando se separa el crisol del fuego se aguarda un poco antes de levantar la cubierta para que esta tome un poco de consistencia por medio del aire frio. Luego que se ha destapado el crisol se quita una ligera capa de escorias que se encuentran en la superficie del baño de acero ; despues se dispone para colar este.

El acero se cuela bajo la forma de una barra cuadrada; el molde se sostiene verticalmente durante la colada, y luego que está terminado coloca el obrero un peso de hierro que impide al metal fundido salir de la rielera por el bullicion; pero que no es bastante pesado para aumentar mucho la densidad del acero.

En otro tiempo se hacia un gran secreto de la composicion del flujo destinado á cubrir el metal durante la licuefaccion. Es evidente que el óxido de hierro que existe en la superficie de las barras, obrando sobre el crisol, produce un silicato de hierro que basta para cubrir la superficie del baño.

2887. *Acero adamascado.*—Ya hemos hecho conocer las

circunstancias que trasforman el acero fundido en acero adamascado. Siendo los procedimientos de la fundicion los mismos por otra parte, no volveremos otra vez sobre este producto.

Estañado de la fundicion: hoja de lata.

2888. El estañado de la fundicion se obtiene limpiando la superficie que se quiere blanquear, y cubriéndola inmediatamente de una capa de sebo; las piezas preparadas de este modo se introducen en un baño de estaño fundido, cuya superficie está constantemente preservada de toda oxidacion por una capa de sebo: luego que las piezas salen del baño se las enjuga con un trapo de lana. En Inglaterra se emplea mucho la fundicion estañada. Se puede obtener un estañado mas sólido que el que se obtiene por el estaño puro haciendo fundir en un crisol una mezcla de 8 partes de estaño con una de hierro en limaduras.

El hierro que se destina para la fabricacion de la hoja de lata y que se conoce en Inglaterra con el nombre de hierro de estaño, debe ser de la mejor calidad. Generalmente se prepara con carbon de leña, y se pone mayor cuidado en su fabricacion. Se cortan las barras del largo necesario, y en seguida se reducen por el laminador á hojas de un grueso y de una forma convenientes. A estas hojas se las da por medio de las tigeras las dimensiones exigidas en el comercio. A medida que el obrero corta las hojas, las apila formando columnas de 225. Estas hojas de hierro pasan á manos del limpiador que las dobla una á una por en medio, dándoles la forma de una V consonante antes de introducirlas en el horno en que se han de limpiar.

Es claro que si se pone de plano sobre el suelo del horno la llama solo obrará sobre una superficie en cada hoja, mientras que dobladas de la manera que hemos dicho y colocados sus dos estremos sobre el suelo obrará igualmente por las dos superficies.

Antes de colocar las hojas en el horno se las introduce durante 4 ó 5 minutos en una mezcla de ácido sulfúrico ó hidroclórico y agua, en la proporcion de 4 libras de ácido y 24 de agua. Esta cantidad de agua acidulada basta para 1800 hojas.

Por medio de una barra de hierro se introducen en el horno que se halla caliente hasta el grado rojo, y se dejan allí hasta que el calor haya hecho saltar las escamas de óxido que cubrian su superficie. Se retiran las hojas cuando esto se ha verificado, y se colocan sobre una area donde se las deja enfriar. En seguida se las endereza y aplana sobre un pedazo de fundicion. El obrero reconoce por el aspecto de las hojas, durante esta operacion, si estan ó no bien limpias, porque entonces parecen veteadas de azul y blanco como el papel que imita al mármol. Como es imposible que durante esta operacion las hojas no se empañan mas ó menos, se las lamina segunda vez entre un par de cilindros duros de fundicion, perfectamente pulidos. Este laminado deja las dos superficies de las hojas muy lisas, y las da cierto pulido. Los cilindros tienen cada uno cerca de treinta pulgadas de diámetro.

2889. Cuando las hojas de hierro han sufrido esta operacion se las introduce una á una en unas artesas llenas de un agua, en la cual se ha mojado salvado durante 9 ó 10 dias hasta que haya adquirido una acidez suficiente. Al introducir las hojas una á una en las artesas se procura que queden por todas partes en contacto con el licor; allí se dejan durante 10

ó 12 horas; pero en este tiempo se las vuelve lo menos una vez; al salir de este líquido, se las introduce en una mezcla de ácido sulfúrico y agua en unas proporciones que varian segun el caso.

La pila en que se ejecuta esta operacion es de plomo; su interior está dividido por unas separaciones igualmente de plomo: cada division puede contener 225 hojas. Despues de haber puesto la mezcla de ácido sulfúrico en las diversas separaciones de la pila se agitan las hojas por el espacio de cerca de una hora, ó mas bien hasta que adquieran mucho brillo y que no presenten ninguna mancha negra en su superficie de las que tenian antes de su inmersion en el agua acidulada.

Esta operacion exige sin embargo alguna habilidad, porque si las hojas permanecen mucho tiempo en el ácido, se empañan ó quedan vesiculadas como dicen los obreros; pero la práctica hace conocer bien pronto la época á que se las debe retirar. Se acelera la operacion elevando un poco la temperatura del baño: 30 ó 40 grados centígrados son suficientes pa ra esto.

Las hojas de hierro se colocan al salir del ácido sulfúrico debilitado en el agua pura, y se limpian con un poco de cáñamo y arena. El objeto de esta operacion es el seperar todo el moho que haya podido quedar en la superficie de las hojas, porque no toman el estaño en ningun punto en que se encuentre alguna partícula de esta sustancia ó de polvo: en seguida se las introduce en agua fresca para conservarlas hasta el momento del estañado y preservarlas de la oxidacion; se ha advertido que cuando estan bien limpias no adquieren ninguna oxidacion aun cuando se las tenga sumergidas en el agua durante un año.

2890. Despues de estas diversas operaciones preparatorias se procede al estañado de las hojas.

En una caldera de fundicion se introduce una mezcla de estaño en salmones y de estaño en granos hasta que esté casi llena, y cuando está fundido se le añade una cantidad suficiente de sebo ó de grasa para formar sobre el baño una capa de cerca de cuatro pulgadas de espesor. El calor se eleva todo lo posible sin inflamar la grasa que cubre el estaño.

Otro vaso lleno solamente con grasa se coloca al lado de precedente, y en él se introducen una á una las hojas preparadas como acabamos de decir antes de tratarlas por el estaño; cuando el vaso está enteramente lleno se las deja en él una hora; se sabe que de esta manera se estaña mucho mejor que cuando se limita mas el tiempo.

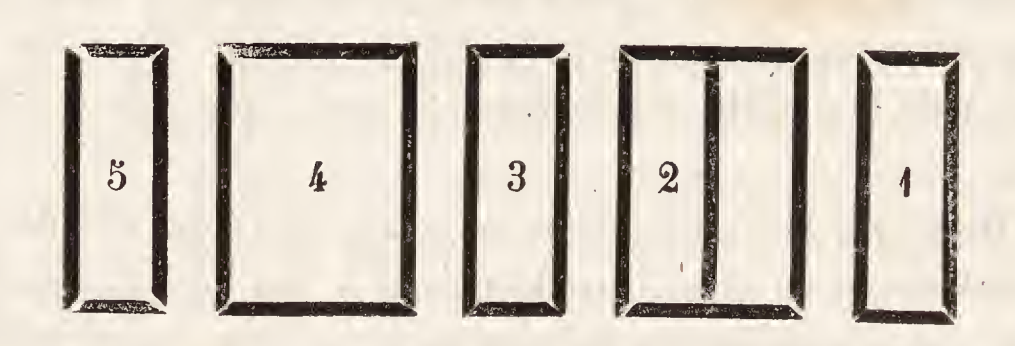
Se pasan á la caldera del estaño con la grasa adherente á su superficie, y se las coloca en una posicion vertical. Se introducen ordinariamente en esta caldera 340 hojas, y se las deja en ella una hora y media para que queden bien estañadas; pero algunas veces es necesario mas tiempo para completar esta operacion. Cuando las hojas han quedado el tiempo suficiente sobre el estaño fundido, se las separa de él, se las coloca sobre una regilla de hierro á fin de que el estaño supérfluo pueda escurrirse bien; pero á pesar de esta precaucion siempre retienen, cuando estan frias, mas estaño del necesario, y es preciso separarlo por un procedimiento subsecuente que se llama lavado.

2891. El lavador prepara desde luego un vaso de hierro que llena casi enteramente del mejor estaño en granos fundidos; otro vaso contiene sebo puro en infusion y manteca sin sal; otro que esta vacío contiene una regilla para recibir las

hojas, y otro que solo contiene una capa de estaño fundido del grueso de un cuarto de pulgada.

El bosquejo siguiente manifiesta los diversos vasos en el órden en que se hallan establecidos.

Las hojas se trabajan de derecha á izquierda.



Número 1. Representa el vaso de estaño:

Número 2. El vaso de lavar con una division:

Número 3. El vaso de la grasa:

Número 4. El vaso que solo contiene la regilla en su fondo (1).

Número 5. Vaso destinado á contener una pequeña cantidad de estaño fundido.

La division del vaso de lavar número 2 tiene por objeto el impedir á la grasa del estaño el que se deposite en la parte del vaso en que se da la última inmersion á las hojas. Empleando el estaño comun en la primera operacion del estañado, se forma una grasa ó nata que adhiere á la superficie de las hojas; y cuando estas se pasan al vaso de lavar, se desprende el óxido y cubre la superficie del nuevo baño; pero por medio de la division impide el obrero el que se distribuya por toda la superficie del vaso. Cuando no existe esta divi-

(1) Este vaso se destina para recibir las hojas á medida que el obrero las retira del vaso de la grasa; no se le da calor por debajo.

sion, debe el obrero espumar el metal fundido cada vez que introduce una hoja.

Preparados los vasos convenientemente introduce el obrero las hojas en el vaso de lavar, y lo llena de estaño en granos, fundido. (1) El calor de esta gran masa de metal determina bien pronto la fusion del estaño que solo está adherido á la superficie de las hojas. Este, mezclándose al estaño del vaso, altera su pureza; de suerte que cuando se han pasado 12,000 hojas por el baño de estaño en granos, tienen la costumbre de separar cerca de trescientas libras, y reemplazarlas por una cantidad semejante de estaño puro en granos. Estos vasos contiene cada uno cerca de tres mil libras de metal. El estaño que se retira del vaso de lavar, para reemplazarlo con otro nuevo, sirve para el estañado.

2892. Cuando se han retirado las hojas del baño de lavar se limpian con mucho cuidado por ambas superficies con una brocha de cáñamo construida á propósito.

El obrero separa desde luego del vaso de lavar un cierto número de hojas, y las coloca delante de sí sobre el horno. En seguida toma una hoja con unas tenazas que tiene en la mano izquierda, y con la brocha que tiene en la otra mano rota un lado de la hoja, luego la vuelve y frota el otro; concluida esta operacion, coloca inmediatamente segunda vez la hoja en el baño de lavar; despues, sin abandonarla, con sus tenazas la retira instantáneamente, y la introduce en el baño de la grasa número 3.

Un obrero hábil que aproveche bien el tiempo puede lavar en doce horas cinco mil seiscientos veinte y cinco hojas, aun-

(1) En este vaso solo debe emplearse el estaño en granos; todo el estaño comun que se consume en esta fabricacion se emplea en la operacion primera

que cada una debe limpiarse por las dos caras con la brocha de cáñamo, é introducirla dos veces en el vaso de estaño fundido.

Fácil es adivinar el por qué las hojas se deben introducir dos veces en el estaño fundido: se las pasa la brocha cuando todavia se hallan bien calientes, y si no se las diera una segunda inmersion, quedarian marcadas las señales de la brocha.

El único uso del vaso de la grasa es separar todo el estaño supérfluo que puede quedar sobre las hojas; esta es una operacion que exige mucho cuidado durante la permanencia de las hojas en la grasa; se separa el estaño en parte por hallarse en estado de fusion ó al menos de reblandecimiento, y tanto menos adhiere á las hojas, cuanto mas tiempo permanece introducido en el baño. Si las hojas permanecen en la grasa mas tiempo que el que absolutamente necesitan, exigirán seguramente una tercera inmersion en el baño de estaño. Por otra parte, si las hojas deben concluirse sin pasar á la grasa, retendrán demasiado estaño, y se formarán ondulaciones sobre su superficie.

Es necesario hacer variar la temperatura de la grasa que debe ser mayor ó menor segun que las hojas son mas ó menos gruesas; porque si cuando el sebo está á una temperatura conveniente para una hoja delgada, se introduce en él una gruesa; se advierte al sacarla del vaso que su color ha cambiado, es decir, que no presenta el color del estaño como debia esperarse, sino un amarillo semejante al del oro. Con efecto, una hoja gruesa contiene mas calor que una delgada, y por consecuencia exige que el sebo se halle á una temperatura mas baja. Si por el contrario se introducen hojas delgadas en un vaso de sebo preparado para recibir

hojas gruesas, no llenará este vaso el objeto seguramente.

2893. Como las hojas se sumergen en el estaño en una posicion vertical, queda siempre despues del enfriamiento en el borde de cada una un cordon de estaño que es forzoso separar: para esto coge un muchacho las hojas luego que estan frias lo suficiente para poderlas manejar, y las coloca una por una sobre su borde inferior en el vaso número 5, que solo contiene una pequeña cantidad de estaño fundido. Cuando el cordon de estaño se ha fundido por medio de esta última inmersion, retira el muchacho la hoja dándola un ligero sacudimiento por medio de un palito á propósito: este golpe hace que se separe de la hoja el estaño escedente, y este al caer solo deja una ligera señal en el sitio en que estuvo adherido. Esta señal á que los obreros han dado el nombre de orilla se descubre fácilmente sobre todas las hojas de lata del comercio.

Concluidas las operaciones precedentes solo falta limpiar las hojas del sebo que contienen. Esto se consigue por medio del salvado, y á medida que se limpian se las coloca en unas cajas fuertes de madera ó de chapa de hierro, fabricadas exactamente para recibirlas.

2894. Vamos á esponer ahora en pocas palabras la esplicacion de estas diversas operaciones. El desoxidado ó limpieza se concibe muy bien, y lo mismo el estañado propiamente dicho, que produce una verdadera combinacion de la superficie del hierro con el estaño. La hoja estañada se compone de tres capas distintas; hierro puro en lo interior; aleacion de hierro y de estaño, y estaño impuro en la superficie.

Para separar este estaño impuro es por lo que se sumerge la hoja en el baño de estaño puro. La palabra *la-*

vado, aplicada á esta operacion, es muy justa porque reviste á la hoja de una capa de estaño puro.

Comparacion de los procedimientos empleados en la fabricacion de la fundicion ó del hierro.

2895. Los procedimientos que acabamos de esponer, pueden compararse bajo una multitud de aspectos; las calidades de los diferentes hierros, los precios y el consumo son los principales datos á que pueden referirse todos los demas.

Con respecto á las calidades del hierro, se admite generalmente que el método inglés produce peores hierros que los procedimientos antiguos. Este defecto se atribuye en parte al combustible y en parte al empleo de los cilindros, que si bien producen mucho mas hierro que los martillos, es tambien mucho mas impuro.

Con respecto al precio todo el mundo sabe que la ventaja está de parte de las fundiciones ó hierros preparados á la inglesa: esto será así al menos por mucho tiempo, porque las ulleras aumentan de dia en dia, y la leña disminuye en todos los paises en que aumenta la poblacion.

En cuanto al combustible consumido vamos á esponer aquí algunos datos que tenemos relativos á este asunto.

2896. En las forjas catalanas se sabe que para producir 100 kilógramas de hierro en barras se consumen 333 kilógramas (725,94 libras) de carbon que equivalen á 331000 calorias.

Se advertirá que este consumo es inferior al que se verifica habitualmente por los otros procedimientos; pero se sabe muy bien que las forjas catalanas estan muy lejos de estraer todo el hierro.

2897. Hé aqui algunos ejemplos de altos hornos alimentados con carbon de leña.

Alto Saona...	Fundic. obtenida.	100 kilógramas (1).
	Minerales..........	330
	Castina...........	65
	Carbon de leña....	150=1,050,000 calorias.
Dordoña.....	Mineral...........	300 kilógramas.
	Castina............	100
	Carbon de leña....	170=1,190,000 id.
Costa de Oro.	Mineral...........	275
	Carbon de leña....	168=1,176,000 id.
Couvin.......	Mineral...........	300
	Carbon de leña....	128= 896,000 id.

2898. Con respecto al afinado han mejorado los números de pocos años á esta parte. Asi que hace quince años que se evaluaban los consumos de la manera siguiente:

Forjas pequeñas....	Hierro obtenido...	100 kilógramas.
	Fundic. empleada.	148
	Carbon consumido.	330=2,310,000 calorias.
Método de Berry.....	Fundic. empleada.	147
	Carb. consumido..	270=1,890,000 id.
Método de F. Comt......	Fundic. empleada.	148
	Carbon............	250=1,750,000 id.

Estas cantidades han disminuido despues, al menos con respecto al carbon; reproduciremos aquí los números que siguen á la tabla precedente.

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

Alta Saona...	Hierro obtenido....	100 kilógramas.
	Fundic. empleada..	151
	Carbon.	175=1,225,000 calorias.
Dordoña. ...	Fundicion.	140
	Carbon.............	173=1,211,000 id.
Cost a de Oro.	Fundicion.	136
	Carbon.............	180=1,260,000 id.
Couvin... ...	Fundicion.	148
	Carbon.............	165=1,155,000 id.

2899. Asi, en las fábricas en donde se emplea el carbon de leña, pueden obtenerse, cuando estan bien dirigidas, los resultados siguientes:

Fundicion obtenida..........	148	kilógramas.
Carbon consumido...........	190	id.=1,330,000 calorias.
Hierro que se obtiene.......	100	kilógramas.
Carbon para la afinacion....	165	id.=1,155,000 id.
		2,485,000 id.

Aqui se advierte que para obtener 100 kilógramas de hierro forjado en las fábricas en que se emplea el carbon de leña, hay de consumo real 355 kilógramas (773,90 libras) de carbon, que equivalen á 2,500,000 calorias aproximadamente. El consumo asciende muchas veces mas todavía; pero tambien desciende en algunos ingenios á 330 kilógramas (719,40 libras) para las dos operaciones reunidas.

2900. En la tabla siguiente, cuyos elementos son tomados de la informacion sobre los hierros, se encuentran unos resultados análogos á los precedentes. Estos resultados demuestran por otra parte, como se debia esperar, que el

consumo de combustible en los altos hornos es mas bien proporcional á la masa que se ha de fundir que á la fundicion producida. Por lo demas, no tenemos datos exactos para fijar esta relacion que la naturaleza mas ó menos refractaria de los minerales puede alterar mucho.

Consumo para 100 kilógramas de fundicion.							
	Nievre.	Mense.	Enre y Loire.	Mense.	Ille y Vilaine.	Berry.	Enre.
Mineral.....	300 k.	270 k.	222 k.	250 k.	357 k.	285 k.	274 k.
Castina......	100	38	»	»	»	»	»
Carbon......	190	160	120	160	180	189	182
Consumo para 100 kilógramas de hierro.							
Fundicion...	»	149	»	140	150	150	147
Carbon......	»	258	»	220	270	200	176

2901. Con respecto al método inglés, no siempre es fácil separar en las instrucciones la verdadera cantidad de combustible que se consume por las operaciones químicas, porque la que se aplica á los aparatos mecánicos se confunde las mas veces con ella.

Hé aquí algunas instrucciones para la fusion de los minerales, segun los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont.

	Fundic. obtenida.	100 k.
Duddley.......	Mineral.	325
	Castina.	440
	Cokc.	150=1,050,000 calorias.
Stffordshire. ..	Mineral...........	384
	Castina.	143
	Cokc.	192=1,344,000 id.
Shropshire. ...	Mineral.	279
	Castina.	52
	Cokc.	223=1,561,000 id.
Pais de Galles.	Mineral.	300
	Castina.	100
	Cokc.	160=1,120,000 id.

Las operaciones que sufre la fundicion en el método de afinacion inglés, son demasiado multiplicadas para que sea útil el considerarlas aisladamente, refiriendo su consumo á la unidad. Asi, preferimos mejor el presentarlas en una reunion que ofrece el encadenamiento sucesivo de las operaciones necesarias para producir 100 de hierro.

Hé aquí, segun los señores Coste y Perdonnet, el resultado general del trabajo inglés en el Staffordshire.

Altos hornos.	395,6k.	mineral crudo.	=134,6 fundicion.
	85,0	castina........	
	514,9	ulla...........	
	100,8	ulla menuda..	
Refinador....	134,6k.	fundicion.....	=121 metal fino.
	86,2	ulla..........	
	25,0	ulla menuda..	
Puddlado....	121k.	metal fino.....	=110 hierro puddlado.
	110	ulla...........	
	55	ulla menuda..	
Recalentado.	110k.	hierro puddl..	=100 hierro en barras.
	60,7	ulla..........	
	50,7	ulla menuda..	

Teniendo en cuenta el combustible consumido para producir la fuerza que se emplea en los fuelles, cilindros y martillos se tendrá:

	Ulla.		Ulla.
Altos hornos..	514,7	su fuelleria...	100,8
Refinador.....	86,2	idem..........	25,0
Puddlado......	110,0	cilindros......	55,0
Herrería.......	60,7	idem..........	50,7
	771,6		231,5

Esto es equivalente á decir que para una parte de hierro forjado se consumen diez de ulla.

Para hacer estos resultados comparables con los de las forjas antiguas, es necesario dejar á un lado el trabajo mecánico de la ulla, y convertir en cokc el que se consume realmente bajo esta forma. Entonces se obtienen los valores siguientes:

Altos hornos.	257,3	cokc=	1,698,180 calorias.
Refinador....	43,1	id. =	284,460 id.
Puddlado. ...	110,0	ulla.=	770,000 id.
Herrería.	60,7	id. =	424,900 id.
			3,177,540 id. para 100 de hierro

En el pais de Gales se evalua el consumo de ulla en ocho veces el peso del hierro en barras, cuya cantided es una quinta parte menor que lo que se ha apreciado anteriormente; pero es muy probable que el consumo para la maquinaria se haya apreciado demasiado bajo. He aquí la division de este consumo segun los señores Dufrenoy y Elie de Beaumont.

Horno alto.	438	mineral crudo....	=146 fundicion.
	146	castina...........	
	467	ulla..............	
	50	ulla menuda para la tostion......	
	50	ulla menuda para los fuelles.....	
Refinador. .	146	fundicion.........	=126 metal fino.
	29	ulla..............	
Puddlado. .	126	metal fino........	=110 hierro puddlado.
	126	ulla..............	
Herreria....	110	hierro puddlado..	=100 hierro en barras.
	55	ulla..............	

Estableciendo la cuenta en calorias aplicadas realmente á las operaciones metalúrgicas, se halla:

Horno alto.	233 k.	cokc.=	1,637,800 calorias.
Refinador..	15	id. =	99,000 id.
Puddlado..	126	ulla.=	882,000 id.
Herreria...	55	id. =	385,000 id.
			2,903,800

Es necesario, independientemente del combustible que se necesita para desenvolver la potencia mecánica que exige la maquinaria, emplear cerca de 3.000,000 de calorias para producir 100 kilógramas de hierro en barras por el método inglés.

Considerando solo el calor consumido, el trabajo con el carbon y con el cokc darán sensiblemente los mismos resultados en el producto de la fundicion. La diferencia de los dos métodos se manifiesta enteramente en la afinacion que exige cerca de 1.000,000 de calorias en el trabajo con el carbon de leña, y 1.500,000 con sistema inglés. Esta diferencia es un resultado casi inevitable de la division de las operaciones en el método inglés.

Es inútil advertir que esto solo se refiere á las calorias; porque bien se concibe que no es indiferente el producirlas con està ó la otra clase de combustible. Mientras el cokc sea mas barato que el carbon de leña, merecerá la preferencia el método inglés.

La reunion de los resultados precedentes se halla de acuerdo con los que hemos sacado de las notas tomadas de la instruccion sobre el hierro, como se advierte en la siguiente tabla. Fácil es asegurarse en esta tabla, que para producir la fundicion, disminuye la cantidad de cokc cuando aumenta la riqueza del mineral, como ya hemos indicado anteriormente.

CONSUMO PARA 100 KILÓGRAMAS DE FUNDICION.

	Creusot.	Tierra negra.	San Esteban.	Janon.
Mineral	300 k.	222 k.	300 k.	300 k.
Castina	0	77	100	100
Cokc	200	250	300	250
Ulla para la maquinaria	»	38	64	100

CONSUMO PARA 100 KILÓGRAMAS DE HIERRO.

	Nievre (1).	Charenton.	Creusot.	Meuse.	Tierra negra.	Janon.
Fundicion	138	140	143	135	140	40
Refinador cokc	0	»	33	0	63	»
Puddlado ulla	125	»	»	»	110	»
Herrería id	70	»	»	»	80	»
Tres operaciones id	»	240	»	170	»	240
Máquinas id	39	40	»	»	90	»
Total id	»	»	320	»	»	»

(1) En estos ingenios no se fabrica metal fino.

Produccion y consumo.

Los señores Coste y Perdonet evaluan la cantidad de productos de hierro, fabricados en Inglaterra, y procedentes del trabajo de 374 altos hornos, en la suma siguiente:

Fundicion amoldada de primera fusion...	89,426,000 k.
Fundicion amoldada por segunda fusion.	170,912,000
Fundicion afinada........................	339,662,000
Fundicion total..............................	600,000,000

La cantidad total de fundicion ascenderá pues, á seis millones de quintales métricos (1308,000,000 de libras), de los cuales convertida una parte en hierro en barras producirá:

Hierro en barras 226,000,000 de k. (496,680,000 libras) ó cerca de dos millones de quintales métricos.

M. Héron de Villefosse evaluaba en Francia el número de altos-hornos en 1826 en 379, y su producto total, en:

Fundicion bruta ó amoldada............	161,440,200 k.
En 1830 se apreciaba la de hierro en.	140,490,000 id.

Pero despues de 1826 se han multiplicado en Francia los altos hornos por el cokc, y la produccion habria aumentado si varias circunstancias no hubiesen entorpecido su trabajo: las fábricas de Alais y de el Aveiron prometen por sí solas una produccion de 15,000,000 de kilógramas, cerca de una décima parte del producto de todas las demás fábricas reunidas.

No trataremos de completar estos números presentando, como hemos hecho en otra parte, el cuadro general del producto de los estados europeos. Los datos que tenemos son ya demasiado antiguos, y la actividad que la paz ha facilitado á la industria del hierro se ha hecho sentir en todas las partes de la Europa.

Vamos á presentar aqui solamente, algunos documentos relativos á las importaciones de los diversos productos de hierro en Francia.

La tabla siguiente presenta la importacion de la fundicion y la del hierro. El primero de estos productos, proviene casi enteramente de Inglaterra ó de la Bélgica, y el segundo lo suministra enteramente, por decirlo así, la Suecia.

	Fundicion bruta ó amoldada.	Hierro en barras.
1818	3,338,709 k. (1).	10,064,642 k.
1819	2,850,544	10,714,513
1820	5,449,575	8.891,104
1821	7,671,188	12,843,724
1822	8,308,836	5,069,171
1823	7,873,430	4,521,656
1824	7,380,439	5,813.447
1825	7,426,522	6,070,747
1826	11,353,879	9,584,506
1827	7,862,087	7,312,175
1828	8,760,140	6,561,249
1829	7,799,603	5,542,053
1830	9,328,218	6,346,015
1831	4,748,099	4,646,145

(1) La kilógrama equivale á 2,18 libras.

En la tabla siguiente se han reunido las importaciones de chapa de hierro y de hoja de lata; se advierte en los números una disminucion rápida, que demuestra la actividad que la industria francesa ha tomado en esta fabricacion.

	Chapa de hierro.	Hoja de lata.
1818	24,074 k	702,919 k.
1819	33,090	361,701
1820	26,664	419,232
1821	19,785	323,036
1822	9,633	239,795
1823	6,073	150,407
1824	13,513	310,749
1825	10,473	132,472
1826	13,697	357,538
1827	12,452	189,307
1828	4,838	141,251
1829	16,230	101,652
1830	6,628	64,765
1831	4,133	36,607

Por último, hemos reunido en la tabla última todo lo concerniente á los aceros.

	Acero de forja ó de cementacion en barras.	Acero fundido.
1818	502,644 k.	178,108 k.
1819	545,890	136,886
1820	591,108	75,485
1821	557,231	112,048
1822	530,841	85,539
1823	603,638	74,225

1824	708,111	86,458
1825	551,080	99,789
1826	516,055	99,645
1827	652,164	136,449
1828	708,391	85,794
1829	615,640	81,427
1830	692,556	92,742
1831	530,147	38,800

Casi la totalidad del acero de forja que se consume en Francia lo suministran las fábricas prusianas; el acero fundido proviene enteramente de las fábricas inglesas.

FIN DEL TOMO V.

ÍNDICE

de las materias que contiene este tomo.

FÈ DE ERRATAS.

Páginas.	Líneas.	Dice.	Léase.
12	21	dejándole	dejando
id.	26	conducidos	conducidas
35	3	todos lo que tienen	todo lo que tienen
id.	18	tostion	tension
49	5	constancia	consistencia
55	19	de bóveda	de la bóveda
60	27	con el cual	en el cual
124	26	el arca	el area
130	29	el arca	el area
131	25	sobre la cuba	sobre la criba
234	20	y produce	y producia
234	30	que se emplean	en que se emplean
241	5	(152,60)	(15260)
307	22	sufato	sulfato
314	4	en una ulla inferior	es una ulla inferior
317	18	el trasformarla	el transfarmarla
328	2	cantidad browse	cantidad de browse
330	12	el arca	el area
334	12	ocasionen	ocasionan
356	11	al través mineral	al través del mineral
id.	12	en el pacio	en el espacio
369	9	decimastica	docimastica
402	1	estado cloruro	estado de cloruro
405	16	lizes	lises

Páginas.	Líneas.	Dice.	Léase.
407	1	y que	que
410	29	que estaríamos	estaríamos
411	6 y 7	reservar	preservar
415	22	tensidad	intensidad
427	22	particular	particular
446	10	(0 11424)	(0,11424)
450	4	los litargirios abstrichs abzugs y fondos	los litargirios, abstrichs, abzugs
460	29	trabajo procedimientos	trabajo, los procedimientos
452	1	Mansfeld crudo	Mansfeld crudo,
463	11	àcido calórico	ácido carbónico
id.	19	para esto capas	para esto en capas
477	4	la aleacion en proporciones	que la aleacion que se forma en proporciones definidas,
484	10	aceite	ulla
495	29	(2,18)	(218)
497	27	arrogos	arroyos
499	1	amíferas	auríferas
545	24	ninguna idea	alguna dea
547	1 y 14	Billon	Bellon
555	29	producir el fin	producir el zinc
568	14	el óxido	al óxido
572	11	M. D. Arcet	M. D' Arcet
581	3	los palos	los pelos
582	24	la pieza y el sitio	la pieza, el sitio
590	5	la fama	la forma
593	19	cabreante	cabestrante
597	8	torneo	tronco
607	19	la oxidacion	el desvío
608	12	del óxido	del oido.
637	8	se presente	se presenta
id.	9	la mezcla	á la mezcla

Páginas.	Líneas.	Dice.	Léase.
643	3	esplotacion	esplicacion
646	6	comunicadores	consumidores
650	11	interno	intenso
660	26	de los plomos	los plomos
711	12	inferior	interior
725	27	ala alta	la alta
739	22	resultados	los resultados
744	8	de que se saben	desde que se saben
768	18	el cokc	ardiendo el cokc
784	3	estremedidad	estremidad
786	10	puesta	opuesta
790	5	arca	area
796	20	iradiada	irradiada

